

# ZEITSCHRIFT FÜR ANGEWANDTE GEOLOGIE

HERAUSGEGEBEN VON  
DER STAATLICHEN GEOLOGISCHEN KOMMISSION  
UND DER ZENTRALEN VORRATSKOMMISSION  
DER DEUTSCHEN DEMOKRATISCHEN REPUBLIK

AKADEMIE-VERLAG · BERLIN

## AUS DEM INHALT

Kölbel

Entwicklung, Ergebnisse und Perspektiven der Erkundung auf Erdöl und Erdgas im Gebiet der Deutschen Demokratischen Republik

Reh

Zur glazialen Entstehung der Witwatersrand-Konglomerate

Mielecke

Zur Gliederung der quartären Schuttdecken in den höheren Lagen der deutschen Mittelgebirge

Kasanskij

Einige Besonderheiten bei Bruchstörungen in Kalkschiefern

Schüller

Petrographische Grundlagen für die geologische Kartierung

Schatalow

Über die Erhöhung der Qualität und die komplexe Durchführung der geologischen Kartierungsarbeiten

Blüher

Erfahrungen bei der Verwendung von Doppelkernrohren bei Steinkohlenbohrungen

Instruktion zur Anwendung der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ auf Steinkohlenlagerstätten der DDR

Instruktion zur Anwendung der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ auf Blei-Zink-Lagerstätten der DDR

Instruktion zur Anwendung der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ auf Kupfer-Lagerstätten der DDR

5/6

BAND 3 / 1957 / HEFT  
SEITE 201 – 296



# INHALT

	Seite		Seite
H. KÖLBEL: Entwicklung, Ergebnisse und Perspektiven der Erkundung auf Erdöl und Erdgas im Gebiet der Deutschen Demokratischen Republik . . . . .	201	Autorenkollektiv: Ein neues geophysikalisches Verfahren zur Feststellung erdöl- und wasserführender Schichten und zur Bestimmung der Erdöl-Wasser-Grenze in verrohrten Bohrungen . . . . .	245
H. REH: Zur glazialen Entstehung der Witwatersrand-Konglomerate . . . . .	209	J. A. DEMJANOWA & A. F. GRATSCHOWA: Die Verwendung alkalischer Braunkohlenpräparate zur Qualitätsverbesserung von Tonaufschlämmungen bei Erkundungsbohrungen . . . . .	249
W. MIELECKE: Zur Gliederung der quartären Schuttdecken in den höheren Lagen der deutschen Mittelgebirge . . . . .	211	S. W. KARNAUCH: Erfahrungen beim Bohren mit Stahlschrot (Hackschrot) . . . . .	251
W. I. KASANSKIJ: Einige Besonderheiten bei Bruchstörungen in Kalkschiefern . . . . .	216	J. POMPER: Beitrag zur Frage der Geologenausbildung . . . . .	253
A. SCHÜLLER: Petrographische Grundlagen für die geologische Kartierung . . . . .	221	F. STAMMBERGER: Die Aussagekraft der Ergebnisse von Bohrungen und bergmännischen Auffahrungen bei geologischen Erkundungen . . . . .	254
E. T. SCHATALOW: Über die Erhöhung der Qualität und die komplexe Durchführung der geologischen Kartierungsarbeiten . . . . .	228	B. J. JUFA: Die Berücksichtigung der systematischen Fehler bei der Vorratsberechnung . . . . .	256
Z. WALENCZAK & H. PENDIAS: Die Rentabilität der Verarbeitung geringwertiger Molybdänite . . . . .	231	Instruktion zur Anwendung der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ auf Steinkohlenlagerstätten der DDR . . . . .	260
J. BUREK: Uran in Phosphoriten . . . . .	232	Instruktion zur Anwendung der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ auf Blei-Zink-Lagerstätten der DDR . . . . .	269
U. MARR: Geochemische Folgerungen aus der Verteilung der Eisen- und Calciumgehalte in Salzgesteinen des Staßfurt-Zyklus . . . . .	234	Instruktion zur Anwendung der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ auf Kupferlagerstätten der DDR . . . . .	275
R. GRIMMER: Das Bohrwesen in der Sowjetunion . . . . .	237	Referate und Buchbesprechungen . . . . .	280—291
H.-J. BLÜHER: Erfahrungen bei der Verwendung von Doppelkernrohren bei Steinkohlenbohrungen . . . . .	240	Nachrichten: 215, 220, 227, 230, 236, 239, 243, 252, 259, 268, 292—296	
H. HESKY: Zur Methode der Streckenaufnahme im Untersuchungsschacht Kirchhain I . . . . .	244		

Die ZEITSCHRIFT FÜR ANGEWANDTE GEOLOGIE berichtet ständig ausführlich über folgende Arbeitsgebiete: Geologische Grundlagenforschung und Lagerstättenforschung / Methodik der geologischen Erkundung / Ökonomie und Planung der geologischen Erkundung / Technik der geologischen Erkundung / Geologie und Lagerstättenkunde im Ausland / Bibliographie, Verordnungen, Richtlinien, Konferenzen, Personalsnachrichten

Dem Redaktionskollegium gehören an:

Dipl.-Berging. BÜHRIG, Nordhausen — Dr. HECK, Schwerin — Dr. JUBELT, Halle — Prof. Dr. KAUTZSCH, Berlin  
 Prof. Dr. LANGE, Berlin — Dr. MEINHOLD, Leipzig — Dr. NOSSKE, Leipzig — Prof. Dr. PIETZSCH, Freiberg  
 Dr. REH, Jena — Prof. Dr. SCHÜLLER, Berlin — Dipl.-Berging.-Geologe STAMMBERGER, Berlin  
 Dr. STOCK, Berlin — Prof. Dr. WATZNAUER, Karl-Marx-Stadt  
 Chefredakteur: Prof. Dr. ERICH LANGE, Berlin

Die ZEITSCHRIFT FÜR ANGEWANDTE GEOLOGIE ist kein Organ einer engen Fachgruppe. Auf ihren Seiten können alle strittigen Fragen der praktischen Geologie behandelt werden. Die Autoren übernehmen für ihre Aufsätze die übliche Verantwortung.



## Entwicklung, Ergebnisse und Perspektiven der Erkundung auf Erdöl und Erdgas im Gebiet der Deutschen Demokratischen Republik

Von H. KÖLBEL, Berlin

Die Entwicklung der Erdölerkundung und -produktion in Deutschland zeigte einen ersten Aufschwung in den Jahren nach 1930 und besonders seit 1934, nachdem durch das Lagerstättengesetz der Staatsvorbehalt für das Erdöl eingeführt worden war und nachdem durch staatliche Darlehen, die nur im Falle der Fündigkeit zurückgezahlt werden mußten, eine verstärkte Aufschlußtätigkeit angeregt worden war. Zugleich ergab sich damit eine planmäßigere Arbeit unter staatlicher Lenkung und Kontrolle. Von großer Bedeutung war die ebenfalls 1934 erfolgte Bildung der Kommission zur Geophysikalischen Reichaufnahme unter der Geschäftsführung von O. BARSCH, durch welche die notwendigen Vorarbeiten planmäßig gelenkt wurden, durch die die großen Erfolge der Geologen mit A. BENTZ an der Spitze erst ermöglicht wurden (Sammelband „Erdöl und Tektonik“, herausg. v. A. BENTZ, 1949).

Nach dem zweiten Weltkriege, der Deutschland spaltete, nahm die Erdölerkundung in Nordwestdeutschland, vor allem infolge des erhöhten Einsatzes der inzwischen weiter entwickelten Reflexionsseismik, einen besonders erfolgreichen Fortgang. Zusammenfassende Übersichten über die Entwicklung hat namentlich BENTZ gegeben (u. a. 1951, 1953, 1954, 1955, 1956). Die Zahl der bekannten nordwestdeutschen Felder stieg von 25 Öl- und 2 Gasfeldern im Jahre 1944 auf 75 Öl- und 6 Gasfelder im Jahre 1956, und die gesamte westdeutsche Produktion erfuhr ein starkes Ansteigen von maximal rund 1 Mill. t Öl vor 1945 auf rund 3,5 Mill. t Öl im Jahre 1956 und entsprechend von 68,5 Mill. m<sup>3</sup> Gas (1944) auf 366,6 Mill. m<sup>3</sup> (1956).

Eine Übersicht über die nach dem Stand von Ende 1954 bekannten Erdölhorizonte und ihre Bedeutung hat SCHOTT (1955) gegeben. Von besonderer Wichtigkeit sind danach in Nordwestdeutschland der Hauptdolomit und der Plattendolomit des Zechsteins, Rät, Unterer Lias, Unterer Dogger (beta), Oberer Dogger (Cornbrash), Unterer Malm (Korallenoolith, Kimmeridge), Oberer Malm (Unteres Portland, Serpulit), Wealden, Valendis, Maastricht und Unteroligozän. Von besonderem Interesse ist dabei für die Perspektiven der DDR der Anteil der verschiedenen Förderhorizonte an der Produktion, vor allem für die angrenzenden Gebiete zwischen Elbe und Weser und nördlich der Elbe (s. Tab. 1).

Im Gebiet der heutigen Deutschen Demokratischen Republik blieb die Entwicklung weit hinter der in Nord-

westdeutschland zurück, weil sich die Erkundung an die bekannten Ölgebiete anschloß und weil in den wenigen Bohrlöchern Nordostdeutschlands die ölhöfigsten Schichten fehlten (vgl. H. KÖLBEL 1956a; dort weitere Literaturangaben).

*Erdölanzeigen an der Oberfläche*, wie sie in Nordwestdeutschland schon lange bekannt waren, gab es im Gebiete der DDR nicht. Doch wurden in *Bergwerken* und *Bohrungen*, die auf Kalisalz und Kupferschiefer des Zechsteins (Oberen Perms) niedergebracht wurden, und gelegentlich auch in *Brunnen* Öl in Spuren und kleinen Mengen (bis zu einigen Tonnen) wie auch Gasausbrüche ziemlich häufig festgestellt. Diese Anzeichen traten in permischen und triasischen Ablagerungen im südlichen Teil der DDR, also im Mittelgebirgs- und Hügelland, auf, der auch tektonisch als der höhere Teil zu betrachten ist. Den Ursprung der Anzeichen kann man aus dem Komplex der bituminösen Gesteine des Zechsteins (Oberen Perms) herleiten. Im nördlichen Teil der DDR, also im Flachlande, das auch tektonisch der tiefere Teil ist, sind Spuren von Öl und Gas in Bohrlöchern und Brunnen nur selten bekannt geworden, und über diese fehlt fast jegliche Dokumentation. Interessant ist vor allem das Auftreten von heliumhaltigem Gas in einem Brunnen bei Gramzow in der Uckermark (Nordost-Brandenburg).

Tabelle 1

**Erdölförderung Nordwestdeutschlands und seiner östlichen Gebietsteile im Jahre 1954, aufgeteilt nach Förderhorizonten**  
(nach SCHOTT 1955)

System	Abteilung oder Stufe	Nordwestdeutschland insgesamt, % der Produktion		Gebiet zwischen Elbe und Weser, % der Prod.		Gebiet nördlich der Elbe, % der Produktion	
Tertiär	Paläogen	2,1	2,1	—	—	—	—
Kreide	Oberkreide	51,5	2,5	24,3	1,5	38,4	20,2
	Unterkreide		49,0		22,8		18,2
Jura	Malm		9,5		8,9		—
	Callovien und Bajocien		14,3		22,5		2,9
	oberes Aalenien (Dogger beta)	40,6	10,8	62,3	14,6	57,5	54,6
	Lias		6,0		16,3		0,0
Trias	Keuper	5,6	5,6	13,4	13,4	—	—
Perm	Zechstein	0,2	0,2	—	—	2,3	2,3
		100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0



Die *geologische Kartierung* an der Oberfläche kann für erdölgeologische Zwecke nur im Südtail der DDR Anwendung finden, da der Nordteil fast durchweg von mehr oder weniger mächtigem Pleistozän bedeckt ist. Der Südtail war durchweg im Maßstabe 1 : 25000 kartiert, so daß für die erdölgeologisch interessanten Teile von Thüringen und für das nördliche Harzvorland eine Spezialkartierung vorlag. Diese bedurfte jedoch und bedarf auch heute noch teilweise der Neubearbeitung, da topographische Unterlage und geologische Aufnahme zum Teil schon sehr alt und für die strukturelle Auswertung nicht brauchbar sind. Auch in den besser kartierten Gebieten hat es sich gezeigt, daß die vorliegenden Karten zur Herstellung möglichst genauer Strukturkarten der Ergänzung durch Kartierungsbohrungen bedürfen. Im Flachlandsgebiet waren durch Oberflächenaufschlüsse außer der Antiklinale Rüdersdorf bei Berlin, in der Trias zutage tritt, nur die Gipshüte der Salzstöcke von Sperenberg (südlich Berlin) und Lüththeen (Südwest-Mecklenburg) bekannt.

*Geophysikalische Untersuchungen* stellen für den Nordteil der DDR das einzige Mittel dar, das schnell und verhältnismäßig billig zu einer Strukturkarte des erdölgeologisch interessierenden tieferen Untergrundes führen kann. Bis 1945 war das Gesamtgebiet durch *geomagnetische* und *gravimetrische Messungen* überdeckt, deren Ergebnisse auf Karten 1 : 200000 vorliegen; über diese haben LAUTERBACH (1954) und SIEMENS (1953) berichtet. Während die geomagnetischen Aufnahmen sich für die Erdölgeologie der DDR bisher nicht als bedeutungsvoll erwiesen haben, ließ die Gravimeterkarte außer noch mehr oder weniger problematischen großräumigen Anomalien bereits eine Anzahl neuer Spezialstrukturen erkennen. Durch eine *refraktionsseismische Übersichtsaufnahme* nach der Fächermethode ließ sich die Zahl der Spezialstrukturen erheblich vermehren, obgleich diese Messungen von Westen her bis Kriegsende nur den westlichsten Teil Mecklenburgs und die westliche Altmark erfaßten und darüber hinaus nur einige kleine, besonders interessante Gebiete, wie die Umgebung von Gramzow (Uckermark), bedeckten. Die gefundenen Strukturen wurden bereits zum Teil spezieller untersucht, wobei vor allem *refraktionsseismische Messungen* und *Drehwaageuntersuchungen* angewendet wurden.

Insgesamt waren 1945 auf Grund geophysikalischer und geologischer Arbeiten im Gebiete der DDR 53 Strukturen bekannt, abgesehen von einigen, die später nicht bestätigt werden konnten. Von den 53 Strukturen entfielen auf Mecklenburg 11, auf die Altmark 16, auf das Harzvorland 8, auf Brandenburg 4, auf Thüringen 14.

An *Bohrungen* auf Erdöl waren bis 1945 insgesamt 305 angesetzt, davon

in Mecklenburg 13, davon 9 nach Angaben der Wünschelrute, ohne Rücksicht auf Strukturen,  
in der Altmark 10, davon 3 nach Angaben der Wünschelrute, ohne Rücksicht auf Strukturen,  
im Harzvorland 7,

in Brandenburg 5, nach Angaben der Wünschelrute, ohne Rücksicht auf Strukturen,

in Thüringen 270, davon 242 Erkundungs- und Produktionsbohrungen mit Craelius-Geräten im Kalibergwerk Volkenroda-Pöthen und 10 Aufschlußbohrungen mit Geräten gleichen Typs im Kalibergwerk Gebra-Lohra.

Von diesen 305 Bohrungen haben 53 als Aufschluß- und 252 als Erweiterungs- und Produktionsbohrungen

(die sich unter den gegebenen Verhältnissen schwer trennen lassen) zu gelten. Von den 53 Aufschlußbohrungen wurden eine (2%) ölfündig und zwei (4%) gasfündig; von den 252 Erweiterungs- und Produktionsbohrungen wurden 43 (17%) ölfündig und 15 (6%) gasfündig.

Die *Produktion* belief sich bis einschließlich 1944 auf dem Gebiete der DDR auf insgesamt 83187 t Öl und 28797360 m<sup>3</sup> Gas mit 1700 t Gasolin, wobei maximal jährlich 51552 t Öl und 6363400 m<sup>3</sup> Gas gewonnen wurden. Diese Maximalwerte gelten für das Jahr 1931 bzw. 1932, als die damals alleinige Förderung in *Volkenroda* ihren Höhepunkt erreichte, dem dann ein sehr schneller Abstieg folgte. Unkontrolliert entwichen waren hier außerdem anfangs noch schätzungsweise 30000000 m<sup>3</sup> Gas. Hinzu kamen nach dem Fund von Volkenroda (1930) eine Fundbohrung auf dem *Fallstein* (1935) im nördlichen Harzvorland, die von 1935 bis 1937 insgesamt 1872 t Öl lieferte, und Gasfunde bei *Mühlhausen* (1932) und *Langensalza* (1935), die aber praktisch erst nach 1945 nutzbar gefördert wurden (1944 nur 457930 m<sup>3</sup> in Mühlhausen gefördert, dazu vorher ca. 5000000 m<sup>3</sup> bei Produktionsversuchen verbraucht).

*Vorräte* für die Erdölvorkommen im Gebiete der DDR sind wohl bisher nie angegeben worden. Vorratsschätzungen für die Erdgasvorkommen hat DEUBEL (1948) für Mühlhausen mit etwa 210000000 m<sup>3</sup> und für Langensalza mit etwa 400000000 m<sup>3</sup> veröffentlicht.

Nach *Kriegsende 1945* waren in der Sowjetischen Besatzungszone Deutschlands, also im Gebiete der heutigen DDR, keine geophysikalischen Apparaturen und nur wenige alte Bohrgeräte vorhanden, da alle besseren Geräte während des zweiten Weltkrieges nach Nordwestdeutschland, Österreich und den besetzten östlichen Ländern abgezogen worden waren. Auch fehlte es an Personal. Abgesehen von einigen kleinen Anfängen in den Jahren 1949 und 1950 wurden daher bis 1950 nur Projektierungsarbeiten durchgeführt. Erst seit 1951, etwa seit der Gründung der Staatlichen Geologischen Kommission, konnten die geophysikalischen Arbeiten anlaufen und standen die ersten besseren Bohrgeräte dank sowjetischer Hilfe zur Verfügung.

Als die Erkundungsarbeiten in der DDR beginnen konnten, waren die Perspektiven zunächst durch die Öl- und Gasfunde in Thüringen und im nördlichen Harzvorlande für den Zechstein und durch die nordwestdeutschen Funde für das Mesozoikum gegeben. Damit rückten Thüringen, das Harzvorland und die an Nordwestdeutschland angrenzenden Gebiete der Altmark und des westlichen Mecklenburg an erste Stelle. Ein gewisses Interesse fanden auch Süd-Brandenburg wegen der dort zu erwartenden höheren Lage des Zechsteins und des möglicherweise schwächer gefalteten älteren Paläozoikums, wegen des letzteren auch die Gegend von Öbisfelde, ferner Ost-Mecklenburg wegen der bei Lychen, Heringsdorf, Świnoujście (Swinemünde) und östlich der Oder bekannten Vorkommen von Dogger, Malm, Wealden und Unterer Kreide.

Die *geophysikalischen Untersuchungen* wurden daher vorwiegend von Westen her vorangetrieben, zum Teil aber auch in interessanten östlicheren Gebieten angesetzt. Thüringen und das Harzvorland wurden auf Grund der vorliegenden geologischen Kartierungen bearbeitet. Die *refraktionsseismische Übersichtsaufnahme* bedeckt mittlerweile den größten Teil des Flachland-



gebietes der DDR; es fehlen noch Rügen, größere Flächen im Osten Mecklenburgs und Brandenburgs und ein kleines Gebiet in der südlichen Altmark. Dabei hat sich die Zahl der bekannten Strukturen für die gesamte DDR gegenüber 1945 von 53 auf etwa 120 erhöht, und zwar

in Mecklenburg	von 11 auf etwa 28
in der Altmark	von 16 auf etwa 25
im Harzvorland	nicht, bleiben 8
in Brandenburg	von 4 auf etwa 45
in Thüringen	nicht, bleiben 14.

Die neu gefundenen Strukturen wurden im allgemeinen sogleich speziell nach der Refraktionsmethode untersucht. *Spezielle reflexionsseismische Untersuchungen* (MEINHOLD 1953/54, 1955, 1955/56, 1956) liegen bisher für 17 Strukturen vor, davon 10 in Mecklenburg, 3 in der Altmark, 4 in Brandenburg.

An Bohrungen auf Erdöl wurden nach 1945, und zwar seit 1949, insgesamt 85 abgeschlossen, davon 1 Basisbohrung, 32 Struktur- und Kartierungsbohrungen, 41 Aufschlußbohrungen und 11 Erweiterungsbohrungen. Von den 41 Aufschlußbohrungen standen in Mecklenburg 14, in der Altmark 4, im Harzvorland 2, in Thüringen 21, von den 11 Erweiterungsbohrungen im Harzvorland 7, in Thüringen 4. Von den Aufschlußbohrungen kann bisher keine als wirtschaftlich fündig bezeichnet werden; jedoch stehen bei einigen Bohrungen noch die Tests aus, und drei von diesen Bohrungen zeigten starke Ölprägnationen, eine in Südwest-Mecklenburg im Rät, eine zweite ebendort im Wealden und eine dritte in der Altmark im Unteren Lias. Von den 11 Erweiterungsbohrungen wurden 5 fündig, davon 2 im Harzvorland ölfündig, und zwar im Hauptdolomit des Zechsteins auf der Struktur Fallstein, und 3 in Thüringen gasfündig, und zwar auf der Struktur Langensalza, davon 2 im Hauptdolomit, die dritte im Chirotherien-Sandstein. Zusammen mit den alten Bohrungen weist jetzt die DDR 3 ölfündige Bohrungen am Fallstein, 3 gasfündige Bohrungen bei Mühlhausen und 5 gasfündige bei Langensalza auf.

Die Ölproduktion war nach 1944 nur sehr gering. In Volkenroda wurden in den Jahren 1945–1948 insgesamt nur 651 t Öl gefördert; 1949 wurde die Produktion eingestellt. Am Fallstein wurden einige hundert Tonnen bei Testversuchen gewonnen. Die Gasproduktion bei Mühlhausen (seit 1944) und Langensalza (seit 1946) entsprach etwa den von DEUBEL (1948) veröffentlichten Kapazitätsszahlen und betrug nach KOTT (1956) in Mühlhausen 1944–1954 insgesamt rd. 80 000 000 m<sup>3</sup> und für Langensalza 1946–1955/56 insgesamt rd. 22 000 000 m<sup>3</sup>.

Im Gebiete der DDR sind also Anfangserfolge im südlichen Teil seit dem Jahre 1930 bekannt, und gute Öl- und Gasanzeichen haben sich im nördlichen Teil durch die Erkundungsarbeiten der neuesten Zeit ergeben; vor allem sind es aber stratigraphische, paläogeographische und tektonische Ergebnisse, die trotz der noch sehr unvollständigen geophysikalischen Arbeiten und des noch sehr weitmaschigen Bohnetzes die Ausichten in der DDR wesentlich günstiger erscheinen lassen, als früher angenommen wurde (vgl. H. KÖLBEL 1956 a und c, BUJALOW & KÖLBEL 1957).

Für diesen zusammenfassenden Bericht, der dem Stande von Ende 1956 entspricht, standen dem Verf. Unterlagen der Staatlichen Geologischen Kommission

der DDR und ihres VEB Geophysik zur Verfügung. Den bearbeitenden Fachkollegen, deren spezieller Darstellung hier nicht vorgegriffen werden soll, gilt unser Dank.

## Tektonische Gliederung

Im gesamten Gebiet der DDR kann man mehrere *tektonische Stockwerke* unterscheiden: 1. Ein stark gefaltetes, z. T. metamorphes oder kristallines *Grundgebirge*, das korkambrisch (assyntisch), vordevonisch (kaledonisch) oder voroberkarbonisch bis vorpermisch (variszisch) und vom nächsthöheren Stockwerk durch eine scharfe Diskordanz abgegrenzt ist. 2. Ein schwach gefaltetes bis flach gelagertes *Subsalinar*, das von der Diskordanzfläche über dem Grundgebirge bis zum ersten mächtigeren Salzlager des Perms, und zwar des Zechsteins reicht, sofern nicht stellenweise, wie im Unterelbegebiet, auch mächtige Rotliegend-Salze auftreten; das Subsalinar ist von den Hangendschichten durch eine oft sehr starke Disharmonie der tektonischen Beanspruchung unterschieden, wobei, bedingt durch das quasi-plastische Verhalten des Salzes, das höhere Stockwerk stärker gefaltet ist als das Subsalinar. 3. Die *Schichtenfolge über dem Subsalinar*, die tektonisch verschieden stark beansprucht ist und durch einige wichtige Diskordanzen weiter gegliedert werden kann:

a) in die Folge vom höheren Zechstein bis zum Unteren Portland oder zur tieferen Unterkreide, die mit kimmerischen Gebirgsbewegungen abschließt und meist mehr oder weniger unvollständig ist;

b) in die Folge vom Oberen Portland oder der höheren Unterkreide bis zum Mastricht, die mit den laramischen Bewegungen abschließt, im Harzvorlande schon durch innerkretazische Gebirgsbildungen unterbrochen ist und ebenfalls unvollständig sein kann, und

c) in die örtlich schon mit festländischem Dan, sonst meist mit Paläozän oder übergreifendem Eozän oder Oligozän, ja Miozän oder Pleistozän beginnende Folge bis zur Oberfläche, die ebenfalls lückenhaft sein kann.

Die *tektonische Hauptgliederung* des Gebietes der DDR läßt einen südlichen Teil, in dem variszisches und kaledonisches Grundgebirge sowie Schichten der Trias und weit seltener des Jura und der Kreide an oder nahe der Oberfläche ausgehen, unterscheiden von einem nördlichen, in dem Jura und Kreide offenbar weit verbreitet, aber durch eine meist über 200 m, oft über 500 m und stellenweise über 1000 m mächtige Decke von Känozoikum verhüllt sind. Die Grenze beider Gebiete (Abb. 1) ist keine einfache gerade Linie, sondern verläuft, östlich der Elbe geknickt, etwa über die Orte Gardelegen, Burg b. Magdeburg, Wittenberg, Treuenbrietzen, Beelitz, Zossen, Lübben und Kottbus, wo sie wahrscheinlich nahe der Neiße nochmals nach Norden vorspringt. Zum größten Teil ist die Grenze im Westen durch den Abbruch von Gardelegen–Wittenberg, im Osten durch den Abbruch von Lübben–Kottbus, also durch große Störungslinien gegeben, die auch auf der Gravimetrikarte deutlich ausgeprägt sind. Eine weiter südlich verlaufende, ähnlich geknickte Linie begrenzt das Paläozoikum des Flechtinger Walles und der Lausitz im Süden gegen das Mesozoikum im Norden. Südlich der letztgenannten Linie ist das Paläozoikum mit Ausnahme des Oberkarbons und Perms (im Osten gelegentlich auch des Unterkarbons) stark gefaltet. Südlich dieser Linie, die auch als „Mitteldeutsche Hauptlinie“ bezeichnet worden ist, sind Erdöl und Erdgas nur im





Abb. 1. Karte der Strukturelemente im Mesozoikum Nordostdeutschlands. Entworfen auf Grund der Literatur, neuer z. T. unveröffentlichter Berichte des VEB Geophysik, Leipzig, und geologischer Ergebnisse

Zechstein und in beschränktem Maße in der Trias zu erhoffen und bereits nachgewiesen. Nördlich dieser Linie kann in zunehmendem Maße auch älteres Paläozoikum mit geringerer Beanspruchung als öl- und gashöflich erwartet werden. Nördlich der durch die beiden Linien eingefassten Zone schließlich sind außer im Zechstein und im älteren Paläozoikum Aussichten auf Erdöl und

Erdgas auch im jüngeren Mesozoikum vom Keuper aufwärts und im Tertiär (analog zu Nordwestdeutschland) gegeben. Und zwar sind diese Schichten im Norden von vordringlichem Interesse, da der subsalinare Zechstein und das ältere Paläozoikum nach den Ergebnissen der Reflexionsseismik meistens erst in mehr als 3000 bis 5000 m Tiefe zu erwarten sind.



Der südliche, tektonisch generell höher gelegene Teil des Gebietes der DDR wird durch die vom Böhmischem Massiv nach Nordwesten vorspringenden Aufbrüche von Kristallin und Paläozoikum, nämlich 1. den Thüringerwald, 2. die Halle-Hettstedter Gebirgsbrücke und den Harz und 3. den Flechtinger Wall, gegliedert bzw. nach Norden begrenzt. Als Hauptsenken zwischen diesen Aufbrüchen ergeben sich so 1. der nördlichste Teil der Südwestdeutschen Senke, der wegen Fehlens der Hauptdolomit-Fazies im Zechstein und wegen Fehlens der abdeckenden Salze erdölgeologisch weniger interessant ist, 2. die Thüringer Senke und 3. die Subherzynische Senke, welche letztere beide durch Spezialstrukturen kompliziert sind und in faziell günstigem Hauptdolomit des Zechsteins und gelegentlich auch im Buntsandstein Erdöl und Erdgas liefern.

Auch im nördlichen, tektonisch tiefer gelegenen Teil lassen sich, unter der von Tertiär und Pleistozän gebildeten Bedeckung, NW-SO streichende Wälle und Senken erkennen, die sowohl durch größere Querstrukturen als auch durch zahlreiche Spezialstrukturen kompliziert sind (s. Abb. 1). Man kann von Südwesten nach Nordosten die folgenden Einheiten unterscheiden (H. KÖLBEL 1956 a u. c):

Die *Altmärkische Senke*, in der unter dem Tertiär wohl hauptsächlich Senon ausbeißt;  
den *Prignitz-Lausitzer Wall*, dessen prätertiäre Oberfläche wohl vorwiegend von Unterkreide und an den

Rändern und in einzelnen Spezialmulden von tieferer Oberkreide wie auch in einzelnen Aufragungen und in einem größeren Gebiet im Südosten von Trias und Jura gebildet wird;

die *Uckermärkische Senke*, in der sich unter dem Tertiär wieder Emscher und Senon einstellen;

den *Grimmener Wall*, in dessen Bereich tiefere Oberkreide und örtlich Alb und Lias ausbeißt, und der sich im Odermündungsgebiet axial heraushebt und schließlich in den Pommerisch-Kujawischen Wall einmündet;

die *Rügener Senke*, in der Senon ansteht.

Das paläogeologische Bild zu Beginn der Unterkreide, also das *Bild der präkretazischen oder kimmerischen Gebirgsbildung* hat sich auf Grund der seit 1945 durchgeführten Bohrungen als stark abweichend von dem prätertiären Bild und auch als abweichend von den bis dahin herrschenden Ansichten erwiesen. Die wenigen vor 1945 vorhandenen Bohrungen schienen auf das Fehlen oder auf lückenhafte und geringmächtige Ausbildung von Dogger, Malm und tieferer Unterkreide in einem weiten Gebiet zu sprechen, das West-Mecklenburg, die Altmark sowie West und Süd-Brandenburg einschloß. Doch machte bereits BENTZ, der das Kerngebiet dieser mesozoischen „Pompeckjschen Schwelle“ skizzierte (1931), die Einschränkung (1932), daß diese wahrscheinlich kein einheitliches Gebilde sei, sondern bei eingehenderen Untersuchungen in recht verschieden aufgebaute und bewegte Teilstücke zerfallen werde.



Abb. 2. Schema der Verbreitung von Dogger und Malm im Bereiche der Mitteleuropäischen Senke  
1 — Nachgewiesener Rand der Verbreitung      2 — Vermuteter Rand der Verbreitung



Durch die neuen Bohrungen im Gebiete der DDR hat sich bereits gezeigt, daß sich Dogger, Malm, Wealden und marine Unterkreide aus dem Gifhorner Trog Nordwestdeutschlands nach West-Mecklenburg bis ins Kerngebiet der „Schwelle“ fortsetzen, und weitere neue Einzel-funde in West- und Süd-Brandenburg deuten zusammen mit den alten von Berlin-Lichterfelde, Lychen und Heringsdorf darauf hin, daß eine Verbindung nach Polen bestand (Abb. 2; vgl. H. KÖLBEL 1956a). Auffallenderweise entspricht aber dem Troggebiet der Dogger-Malm-Unterkreide-Zeit in West-Mecklenburg der Nordwestteil des Prignitz-Lausitzer Walles der jüngsten Kreidezeit; die Bewegungstendenz hat sich also in gewissen Gebieten später umgekehrt (H. KÖLBEL 1956 b).

Durch die neuen Ergebnisse haben sich die Perspektiven der Erdöl- und Erdgaserkundung im Gebiete der DDR wesentlich erweitert.

### Erdölgeologische Ergebnisse und Aussichten im Paläozoikum und in der Unteren Trias

Das Grundgebirge ist wegen der starken tektonischen Beanspruchung erdölgeologisch wenig aussichtsvoll, wenn auch eine Speicherung von Kohlenwasserstoffen aus jüngeren Schichten im alten Gebirge nach den Erfahrungen in anderen Ländern nicht unmöglich ist.

Wichtig ist das *schwach gefaltete Subsalinar*.

Über das *vorpermische Paläozoikum des Flachlandgebietes* weiß man fast nichts. Außer dem auch im Hügel- und Mittelgebirgsland in limnisch-terrestrischer Fazies vorhandenen Oberkarbon könnte es in nur schwach gefaltetem Zustande noch Unterkarbon, Devon, Silur, Ordoviz und Kambrium umfassen. Das Vorkommen von wenig gefaltetem Silur ist auf Grund von Geröllen mit Graptolithen im Unterkarbon von Doberlug (SCHÜLLER 1949; MEMPEL 1952) wahrscheinlich. Das ältere Paläozoikum sollte nach Möglichkeit in den vorgesehenen Basisbohrungen mit untersucht werden. Am besten sind die Bedingungen für die Untersuchung wegen der zu erwartenden geringeren Tiefen auf dem nordwestlichsten Vorsprung des Flechtinger Walles (wo die Basisbohrung Öbisfelde 13 leider vorerst unterbrochen werden mußte, nachdem sie einen Quarzporphyr des Rotliegenden von über 935 m Mächtigkeit nicht durchbohrt hatte) sowie in Nordost-Mecklenburg und Südost-Brandenburg.

Sandsteine des obersten *Rotliegenden* (obersten Unterperms) haben im Werra-Kalgebiet südlich vom Thüringerwald gelegentlich Ölsuren gezeigt, die aber bei der limnisch-terrestrischen Fazies des Rotliegenden wohl nur aus dem hangenden Zechstein eingewandert sein können. In der Bohrung Rüdersdorf 10 östlich von Berlin (H. KÖLBEL 1954 b) war in größeren, grauen (wahrscheinlich durch Kohlenwasserstoffe reduzierten) Lagen der sonst rotbraunen Feinsandsteine des bei 3171,6 bis 3197,55 m Tiefe angetroffenen Oberen Rotliegenden ein schnell verfliegender Leichtölgeruch und deutliche Fluoreszenz festzustellen; dann mußte die Bohrung eingestellt werden.

Für die Öl- und Gasaussichten des *Zechsteins* (Oberperms) ist neben der Fazies der Speicherhorizonte das Vorhandensein oder das primäre oder durch Auslaugung herbeigeführte Fehlen der absperrenden Salzlager von großer Bedeutung. Wenn das Salz zu geringmächtig ist, kann das Gas unter Umständen in den Buntsandstein (Untere Trias) abwandern und dort unter dem Röt-salz erhalten sein. Eine Ablaugung des Salzes dürfte wegen der damit verbundenen Zerrüttung der Hangendschich-

ten wohl in jedem Falle zum Verlust der Kohlenwasserstoffe geführt haben.

Als Speichergesteine im Zechstein kommen vielleicht *Riffkalksteine* und *-dolomite* im tieferen Teil, vor allem im Zechstein 1 (Werra-Serie) in Frage, die nicht nur freigelegt am Ausgehenden in Thüringen, sondern gelegentlich auch unter Bedeckung bekannt geworden, aber schwer aufzusuchen sind. Auch in der normalen Fazies könnte der *Zechsteinkalk* des Zechstein 1 bei größerer Mächtigkeit und sonst günstigen Bedingungen in den Randgebieten ölhöflich sein; Spuren zeigte er z. B. bei Spremberg in der Lausitz. *Dolomitbänke im Anhydrit* des Zechstein 1, vor allem eine etwas mächtigere (von einigen Dezimetern) unter dem Werra-Steinsalz, zeigen in der Thüringer Senke häufig Ölsuren und haben gelegentlich kleine Mengen Öl bis zu einigen Tonnen gebracht, so z. B. in einer Strecke des Kupferschieferschachtes „Thomas Müntzer“ in Sangerhausen. Von ganz besonderer Wichtigkeit sind aber der *Hauptdolomit-Stinkschiefer-Horizont* an der Basis des Zechstein 2 (Staßfurt-Serie), auf den im folgenden besonders einzugehen ist, und der *Plattendolomit* an der Basis des Zechstein 3 (Leine-Serie).

Mit der Erkundung und den Perspektiven in Thüringen hat sich besonders DEUBEL (1932, 1934, 1954) befaßt. Der erste wirtschaftliche Erdöl- und Erdgasfund wurde im *Hauptdolomit* gemacht.

Im Jahre 1930 erfolgte im Kalibergwerk *Volkenroda* (ALBRECHT 1932 a, b, c) in der Thüringer Senke eine Explosion von Gasen, die aus der Sohle eines Abbaues auströmten; nach dieser Katastrophe flossen beträchtliche Erdölmengen aus. Diese erste Lagerstätte im Gebiete der heutigen DDR, die sich ohne besondere Aufschlußarbeiten von selbst bemerkbar machte, wurde in den folgenden Jahren durch zahlreiche Craelius-Bohrungen erkundet und ausgebeutet. Öl und Gas waren im Hauptdolomit unterhalb des Kalisalz-lagers hauptsächlich in Klüften gespeichert, die sich vielleicht durch den Sohlendruck unter den Abbauen erst erweitert haben; die Bohrungen wurden darum größtenteils schräg niedergebracht. Die Gesamtproduktion von 1930 bis 1948 betrug 81966 t Öl, davon 1931 allein 51552 t. An Gas strömten zunächst schätzungsweise 30 000 000 m<sup>3</sup> unkontrolliert aus und wurden anschließend bis 1948 insgesamt 29 257 770 m<sup>3</sup> gewonnen. Das Gas enthielt etwa 55% Methan, 27% andere Kohlenwasserstoffe und 18% Stickstoff und Edelgase. Die Ölförderung nahm schnell ab und betrug 1935–1937 nur noch weniger als 1000 t, dann fast stets weniger als 200 t jährlich.

Nach diesen erfolgreichen Arbeiten wurden Bohrungen auf einigen Antiklinalstrukturen Thüringens angesetzt. Gefunden wurden die Erdgaslagerstätten im Forstberg bei Mühlhausen (1932) und bei Langensalza (1935) in porösen Schichten des Hauptdolomits. Die Lagerstätte *Mühlhausen*, auf der 3 Bohrungen Gas führen, hat (nach KOTT 1956) von 1944–1954 insgesamt rund 80 000 000 m<sup>3</sup> produziert, mit einem Gehalt von etwa 46–55% Methan, 0–4% anderen Kohlenwasserstoffen und 43–51% Stickstoff und Edelgasen. Die Lagerstätte *Langensalza* mit heute 4 Gas führenden Bohrungen, hat von 1946 bis 1955/56 insgesamt rund 22 000 000 m<sup>3</sup> mit etwa 50% Methan, 20% anderen Kohlenwasserstoffen und 30% Stickstoff und Edelgasen geliefert.

Auch im Harzvorlande wurde die Bohrtätigkeit aufgenommen und 1935 eine kleine Erdöllagerstätte am



Fallstein gefunden. Das Öl befindet sich hier in porösen Lagen des Hauptdolomits. Fünf weitere Bohrungen blieben erfolglos, da sie, wie sich nach 1945 herausstellte, weit außerhalb des kleinen Vorkommens angesetzt waren, das gegenüber dem oberflächlich erkennbaren Scheitel der Antiklinale nach Südwesten zu gelegen ist. Von den nach 1945 in geringeren Abständen angesetzten 6 Erweiterungsbohrungen wurden bisher 2 fündig; auch die alte Aufschlußbohrung 1 hat sich als noch produktiv erwiesen. Aus ihr waren von 1935—1937 insgesamt 1872 t Öl gefördert worden. Seit 1951 wurden nur einige hundert Tonnen bei Testversuchen gewonnen.

Neuerdings wurde der Hauptdolomit auch östlich der Elbe an der Struktur Spremberg-Mulkwitz in der Laußitz mit Öls Spuren festgestellt.

Die Höflichkeit des Zechsteins wurde auch durch Aufschlußfolge in Nordwestdeutschland erhärtet, wo zwar noch keine wirtschaftlichen Erdölmengen, wohl aber bedeutende Erdgaslagerstätten bei Bentheim (1938) Itterbeck-Halle (1951), Frensleben (1951), Adorf (1955) und Emlichheim-Volzel (1956) im Emsland-Revier wie auch bei Rehden (1952) im Gebiet zwischen Weser und Ems gefunden wurden. Im Emsland sind sowohl der tiefere Hauptdolomit als auch der höhere Plattendolomit, bei Rehden der Hauptdolomit als gasführend erwiesen.

Die mächtigen Fazies des Hauptdolomits und Plattendolomits sind relativ randnah. Nach Norden zu geht der Hauptdolomit in einen geringmächtigen, bituminösen, dünn-schichtigen Kalkstein, den sogenannten „Stinkschiefer“ über, und der Plattendolomit wird durch den Hauptanhydrit vertreten. Das Vorhandensein der randnahen Fazies kann wie im Süden auch im Norden des Zechsteinbeckens angenommen werden, nämlich in Dänemark, Schleswig-Holstein und Mecklenburg. Bei Heide in Holstein wurde noch „Stinkschiefer“ angetroffen, der durch Auslaugung von Anhydritperlen sekundär porös geworden ist und Öl führt. In Dänemark und im nördlichen Schleswig sind in Zechsteindolomiten mehrfach Öls Spuren, aber keine wirtschaftlichen Mengen festgestellt worden; dabei ist aber zu bemerken, daß es sich nur um sehr weitläufig angesetzte Bohrungen vom Charakter der Basisbohrungen handelte. Sehr interessant sind die hohen Gasdrücke, die in der Struktur Cismar bei etwa 3150 m Tiefe, vermutlich im Hauptanhydrit oder Plattendolomit, angetroffen wurden (SCHOTT 1955). Da diese Struktur nur durch die Lübecker Bucht vom Gebiet der DDR getrennt ist, ergibt sich hieraus ein noch speziellerer Hinweis auf die Höflichkeit des Zechsteins in Mecklenburg, wo bereits eine Basisbohrung bei Rütting in Arbeit ist. Freilich ist der tiefere Zechstein in West-Mecklenburg nach MEINHOLD (1955, 1955/56, 1956) im reflexionsseismisch vermessenen Gebiet erst in etwa 4000—5000 m Tiefe zu erwarten. Die Untersuchungen werden also schwierig, langwierig und teuer sein. Darüber ist man sich auch in Westdeutschland im klaren, ist jedoch ebenfalls an diese Arbeit herangegangen.

Geringer als im Hauptdolomit sind die Perspektiven im „Stinkschiefer“ wegen dessen geringerer Porosität und Mächtigkeit, obwohl auch dieser gelegentlich, so z. B. in den Mansfelder Kupferschieferbergbauen und in einem Kalibergwerk bei Wefensleben im nördlichen Harzvorland, geringe Ölmengen bis zu einigen Tonnen geliefert hat. Als günstig könnte sich hier eine starke Zer-

klüftung erweisen. Auch im Hauptanhydrit, dem Vertreter des Plattendolomits, tritt auf Klüften mitunter Gas auf, so in Volkenroda und in einer Bohrung in Rüdersdorf bei Berlin.

Bereits hingewiesen wurde auf die Möglichkeit des Abwanderns von Kohlenwasserstoffen aus dem Zechstein in den *Buntsandstein*, wenn keine genügend abdichtenden Salzlagen im Zechstein vorhanden sind. Tatsächlich wurden in einer alten und einer neuen Bohrung an der Struktur Langensalza Erdgase im *Chirotherien-Sandstein*, dem obersten Teil des Mittleren Buntsandsteins, nachgewiesen, wo sie vom Steinsalz-lager des Röt nach oben abgedichtet sind.

### Erdölgeologische Ergebnisse und Aussichten im jüngeren Mesozoikum und im Tertiär

Mit allen aus Nordwestdeutschland bekannten Speicherhorizonten (s. Tab. 1) kann auch im Gebiet der DDR gerechnet werden. Die wichtigeren seien hier etwas eingehender behandelt.

Der *Schiffsandstein* des Mittleren Keupers ist in Nordwestdeutschland nur einmal, bei Eddesse, mit geringer Ölproduktion angetroffen worden. Er wird in der DDR mit beachtet, hat aber bisher keine stärkeren Ölzeichen ergeben.

Im *Rät* ist vor allem der Mittelrät-Sandstein wiederholt in Nordwestdeutschland ölführend angetroffen worden, wobei die große Produktion von Hohne am Westrande des Gifhorner Troges besonders interessant ist. Im Gebiet der DDR haben Testversuche auf Grund von Ölzeichen im Rät an der Antiklinale von Camin bisher nur Salzwasser gebracht; weitere Arbeiten sind geplant. Auf Ölzeichen auf der Antiklinale Rehna steht ein Test bevor. Eine gute Ölprägnation haben neuerdings Kerne aus dem Rät-Sandstein in Südwest-Mecklenburg gezeigt.

Der *Angulatensandstein* des Unteren Lias (Lias alpha 2) ist in Nordwestdeutschland mehrfach, und vor allem im Gifhorner Trog bei Eldingen, Hohne und Wesendorf, mit großer bis mittlerer Produktion festgestellt worden. In der DDR wurden in den auch hier verbreiteten Sandsteinen neuerdings starke Ölprägnationen in Bohrkernen in der Altmark, wo die Sandsteine unter transgredierender Unterkreide ausbleichen, also in einer stratigraphischen Falle, nachgewiesen; die wirtschaftliche Bedeutung ist durch einen Test zu untersuchen.

Der *Dogger-beta-Sandstein* des oberen Aalénien ist von ganz besonderer Wichtigkeit. In Nordwestdeutschland ist er vor allem in den der DDR benachbarten Gebieten des Gifhorner Troges im östlichen Niedersachsen und des Kiel-Bramstedter Troges im östlichen Holstein durch große, mittlere und z. T. auch geringere Produktionen ausgezeichnet, und zwar bei Hohne, Wesendorf-Nord, Örrel, Hankensbüttel, Lüben, Rühme, Wesendorf, Vorhop, Oberg und Calberlah im Gifhorner Trog und bei Boostedt, Plön, Kiel und Schwedeneck im Kiel-Bramstedter Trog. Sichere Sandsteine dieses Alters konnten im Gebiet der DDR bisher nicht nachgewiesen werden. Feinsandsteine mit starken Öls Spuren auf der Westseite der Salzstruktur Peckensen, wo sie Belemniten des obersten Lias führten, und auf der Ostseite der Salzstruktur Waddekath könnten in den Unteren Dogger gehören, falls die Belemniten umgelagert sind; im Oberen Lias sind derartige Sandsteine bisher nicht bekannt, wenn auch in Nähe des Beckenrandes vielleicht möglich. Sicher ist es, daß sich der mächtige Dogger des Gifhorner



Trogas nach West-Mecklenburg verfolgen läßt, wo an der Salzstruktur Werle 566 m Oberer und (?) Mittlerer Dogger erbohrt wurden; der Untere Dogger ist dort noch nicht bekannt. In Brandenburg wurden limnische Sande etwa in diesem Niveau bei Großmachnow südlich von Berlin (H. KÖLBEL 1954a), wo sie leichte Fluoreszenz zeigten, und bei Golzow weiter westlich angetroffen.

Im Bajocien wurden produktive limnische Sandsteine bei Bramstedt und Heide in Holstein nachgewiesen. In die gleiche Stufe gehört der produktive Sandstein von Suderbruch. In der DDR ist bisher nichts Entsprechendes bekannt.

Sehr wichtig ist dann in Nordwestdeutschland das *Cornbrash*, eine Kalksandsteinfazies, die vom obersten Bajocien durch das Bathonien bis ins unterste Callovien reicht. Sie ist in der DDR noch nicht festgestellt.

Die aus Nordwestdeutschland mit meist mittleren, aber auch kleinen und großen Produktionen bekannten Horizonte des Malm, wie oolithische Kalksteine des *Korallenoolith* (Oberes Oxford), Sandsteine des *Kimmeridge*, Kalksteine der *Gigas-Schichten* (Unteres Portland), *Serpulit* (Oberes Portland), sind bisher in dieser Ausbildung in der DDR nicht bekannt. Ölsuren in Kalksandsteinen des Oxford wurden an der Struktur Werle mit negativem Ergebnis getestet.

Der Wealden gehört in Nordwestdeutschland zu den wichtigen produktiven Horizonten und ist mit geringen Produktionen auch im Gifhorner Trog bei Broistedt, Edesse, Gifhorn, Mölme und Oberg vertreten. In der DDR wurde der Wealden schon in den ersten Bohrungen in Südwest-Mecklenburg auf der Salzstruktur Werle mit einer Wechsellagerung von Tonen und guten Speichersanden und dann an den Flanken auch mit deutlichen Ölzeichen festgestellt. Alle bisher durchgeführten Tests brachten Salzwasser, und zwar typisches Erdölbegleitwasser mit relativ hohen Brom- und Jodgehalten, sowie zum großen Teil mit Ölschaum in Mengen bis zu einigen Litern. Da eine letzte Bohrung auf dem Salzstock, die die etwaige Gasführung im Wealden in höchster Lage prüfen sollte, das Paläozän unter Ausfall des Wealden unmittelbar über dem Oberen Portland antraf, ist es sehr wahrscheinlich, daß die vorhandenen geringen Ölmengen nur einen Rest darstellen und daß die Hauptmasse der Kohlenwasserstoffe längst entwichen ist. Das Hauptinteresse gilt darum jetzt den benachbarten Antiklinalstrukturen, vor allem Gorlosen und Grabow. Der Wealden ist in diesen wie auch bei Babekuhl an der Struktur Bernheide-Aulosen und bei Bad Wilsnack an der gleichnamigen Struktur bereits in Ton-Sand-Fazies, gelegentlich ölprägniert, durch Bohrungen festgestellt. Er ist auch von Schünow und Dabendorf in Süd-Brandenburg bekannt, jedoch in überwiegend kalkig-mergeliger Fazies entsprechend etwa dem Purbeck Nordwestdeutschlands, das ebenso wie die Ton-

Sand-Fazies nahe dem Beckenrande, aber wahrscheinlich in Lagunen abgelagert wurde. Wealden wurde auch im Odermündungsgebiet bei Heringsdorf von einer alten Bohrung durchteuft, wo er mit dem Wealden Polens zusammenhängen dürfte, der teils tonig-sandig, teils mergelig entwickelt ist.

Das in Nordwestdeutschland bedeutende *Valendis* ist in der DDR bisher nur aus Süd-Brandenburg bekannt, wo es bei Schünow und Dabendorf in Kartierungsbohrungen festgestellt wurde; neben Schiefertönen sind auch Kalksandsteine und Sandsteine vertreten. In Mecklenburg ist es vielleicht noch im limnischen Wealden vertreten, der unmittelbar von Kalksandsteinen des *Hauterive* überlagert wird; diese haben bei Testversuchen keine Ölführung gezeigt, da sie wohl infolge des kalkigen Bindemittels zu wenig porös sind; auf etwaige porösere Sandsteine oder Sande ist zu achten, obgleich auch in Nordwestdeutschland dem *Hauterive* und den jüngeren Stufen der Unterkreide nur eine geringe wirtschaftliche Bedeutung zukommt.

Von den Stufen der Oberen Kreide haben in Nordwestdeutschland nur *Campan* und *Maastricht* in je einem Falle mittlere Produktionen ergeben, das *Campan* in Wietze und das *Maastricht* über der Salzstruktur Reitbrook bei Hamburg, wo das gewonnene Öl und Gas nachweislich aus Klüften stammt. Im Gebiete der DDR sind bisher keine Ölzeichen in der Oberkreide bekannt.

Was das Tertiär betrifft, so ist in Nordwestdeutschland eine wirtschaftliche Öl- und Gasführung bisher nur von der Struktur Reitbrook bekannt, wo ein Teil der Kohlenwasserstoffe an Klüftzonen von dem bereits erwähnten Hauptlager im *Maastricht* weiter aufsteigen konnte; so kamen verschiedene produktive Anreicherungen in sandigen Schichten des *Unter- und Mittel-eozäns* zustande, die bis auf eine von nur ganz lokaler Bedeutung sind; auch bildete sich eine Gasansammlung im „*Neuengammer Gassand*“ des *Unteroligozäns*, die 1910, lange vor der Entdeckung der Öllagerstätte, zu einem starken Gasausbruch in einer Wasserbohrung und zu einer längeren Gasproduktion führte. Dieser Sandhorizont ist auch im Gebiete der DDR verbreitet und hat in einer Kartierungsbohrung bei Pessin in West-Brandenburg geringe Mengen methanhaltigen Gases gezeigt, dessen strukturelle Position, über einer Mulde von Turon, noch unklar ist.

Nicht ganz ohne wirtschaftliches Interesse könnten schließlich Gasaustritte im *Pleistozän* sein, die in Wasserbohrungen auf Rügen gelegentlich festgestellt wurden und wahrscheinlich wie in Dänemark (CHRISTENSEN 1939) aus Interglazial-Ablagerungen stammen. Vergleichsweise kann auch auf die örtliche Nutzung von Gasvorkommen in den Alluvionen des Rheins in Vorarlberg hingewiesen werden, die nach KRASSER (1956) ohne Beziehung zu älteren Vorkommen sind.

## Literatur

- ALBRECHT, H.: Das Erdölvorkommen von Volkenroda. — Kali, Halle/S., 26 (1932), S. 25–33 u. 39–43 [1932 a].  
 — Die Erdöllagerstätte von Volkenroda (Thüringen). — Zeitschr. deutsch. geol. Ges., Berlin, 84 (1932), S. 361–363 [1932 b].  
 — Neuere Erfahrung über das Erdölvorkommen von Volkenroda. — Ztschr. deutsch. geol. Ges., Berlin, 84 (1932), S. 830 [1932 c].  
 BENTZ, A.: Der mesozoische Untergrund des norddeutschen Flachlandes und seine Erdölhoffigkeit. — Schriften a. d. Gebiet d. Brennstoff-Geol. Stuttgart, 7 (1931), Deutsches Erdöl, S. 5–25.  
 — Geologische Voraussetzungen für das Auftreten von Erdöllagerstätten in Deutschland. — Ztschr. deutsch. geol. Ges., Berlin, 84 (1932), S. 369 bis 389.  
 — Probleme der Erdöllerschließung in Deutschland. — Erdöl u. Kohle, Hamburg, 4 (1951), S. 231–235.  
 — Die Entwicklung der deutschen Erdölproduktion. Rückblick u. Ausblick. Erdöl u. Kohle, Hamburg, 6 (1953), S. 823–827.  
 BENTZ, A.: Über die Herkunft des Erdöls in Deutschland. — Roemeriana, Clausthal-Zellerfeld, 1 (DAHLGRÜN-Festschrift, 1954), S. 361–384.  
 — Geophysik und Erdöllerschließung in Deutschland. — Erdöl u. Kohle, Hamburg, 9 (1956), S. 278–280.  
 BENTZ, A. & H. CLOSS: Developments in Geophysical and Geological Exploration for Oil in Germany 1951–1954. — Proceedings Fourth World Petroleum Congress, Rome, Italy, Section I/F, Preprint 3 (1955), 23 S. [Engl.].  
 BUJALOW, N. I. & H. KÖLBEL: Perspektivy neftegazonosnosti nedr Germanskoy Demokratičeskoj Respubliki (Perspektiven der Erdöl- und Erdgasführung im Untergrunde der Deutschen Demokratischen Republik). — Geologija nefti, Moskva, 1 (1957), No. 1, S. 64–73. [Russ.].  
 CHRISTENSEN, H. W.: Sammenhaengen mellem Udbredelsen af naturligt Gas og natriumbikarbonatholdigt Vand i Danmark. — Medd. dansk geol. For., København, 9, H. 4 (1939), S. 520–522. [Dän.].



- DEUBEL, F.: Zur Frage der Erdölhoffigkeit Thüringens. — Ztschr. deutsch. Geol. Ges., Berlin, 84 (1932), S. 389–395.
- Geologische Grundlagen für die Bildung von Erdöllagerstätten im mitteldeutschen Zechstein. — World Petroleum Congress London 1953, London, 1 (1934), S. 41–43. [Deutsch m. englisch. Abstract.]
- Erdgasvorkommen in Thüringen. — Bergbau u. Energiewirtschaft, Berlin 1 (1948), Nr. 1, S. 26.
- Betrachtungen über das Auftreten von Erdöl und Erdgas im Zechstein des Thüringer Beckens. — Geologie, Berlin, 3 (1954), S. 804–831.
- KÖLBEL, H.: Dogger, Malm, Purbeck und Valendis bei Zossen südlich von Berlin (Vorläufige Mitteilung). — Geologie, Berlin, 3 (1954), S. 451–452 [1954 a].
- Das wissenschaftliche Ergebnis einer neuen Tiefbohrung bei Rüdersdorf östlich von Berlin. (Vorläufige Mitteilung.) — Geologie, Berlin, 3 (1954), S. 453 [1954 b].
- Die bisherigen Ergebnisse der erdölgeologischen Erforschung Nordostdeutschlands. — Ztschr. f. angew. Geol., Berlin, 2 (1956), S. 9–14 [1956 a].
- Über wechselnde Tendenzen in der tektonischen Entwicklung West-Mecklenburgs. — Geotektonisches Symposium zu Ehren von Hans STILLE, herausgeg. v. F. LOTZE, Stuttgart (Enke) 1956, S. 205–212 [1956 b].
- Die Aussichten der Erdölerrkundung in den Flachlandgebieten der Deutschen Demokratischen Republik. — Referiert in México am 5. 9. 1956 auf der XX. Tagung des Internationalen Geologischen Kongresses, erscheint in den Veröffentlichungen des Kongresses [1956 c].
- KOTT, A. E.: Gibt es in der Deutschen Demokratischen Republik eine Perspektive für eine Erdgaswirtschaft? — Energietechnik, Berlin, 6 (1956), S. 419–421.
- KRASSER, L.: Die Gasvorkommen Vorarlbergs. — XX. Congr. Geol. Internac. México 1956, Resúmenes de los Trabajos presentados, México 1956, S. 40. [Deutsch.]
- LAUTERBACH, R.: Beiträge zur tektonischen Deutung der geomagnetischen Übersichtskarte der Deutschen Demokratischen Republik. — Wissenschaftl. Ztschr. d. Karl-Marx-Univers. Leipzig, 3, Mathemat.-naturwissenschaftl. Reihe, H. 3 (1954), S. 271–279.
- MALZAHN, E.: Die Erdölbohrfähigkeit des Jahres 1955 in Westdeutschland. — Erdöl u. Kohle, Hamburg, 9 (1956), S. 109–222.
- MEINHOLD, R.: Über die Lagerung des Alttertiärs im südwestlichen Mecklenburg nach den Ergebnissen reflexionsseismischer Messungen. — Geologie, Berlin, 2 (1953), S. 361–372; Berichtigung dazu: 3 (1954), S. 94.
- Der Untergrund des westlichen Mecklenburg nach den Ergebnissen reflexionsseismischer Messungen. — Geologie, Berlin, 4 (1955), S. 55–64.
- Ergebnisse reflexionsseismischer Messungen im Bereiche der geophysikalischen Anomalien der Prignitz. — Wissenschaftl. Ztschr. d. Karl-Marx-Univers. Leipzig, 5, Mathemat.-naturwissenschaftl. Reihe, H. 4 (1955/1956), S. 447–455.
- Bemerkungen zur Frage des Salzaufstieges. — Freiburger Forschungshäfte, Freiberg/Sa., H. C 22 (1956), S. 65–77.
- MEMPEL, G.: Stratigraphie und Tektonik des flözführenden Unterkarbons von Dobrilugk-Kirchhain (Niederlausitz). — Geol. Jahrbuch f. 1950, Hannover, 66 (1952), S. 585–626.
- SCHOTT, W.: Geologische Ergebnisse und wirtschaftliche Erfolge der westdeutschen Erdölbohrfähigkeit im Jahre 1954. — Erdöl u. Kohle, Hamburg, 8 (1955), S. 217–230.
- SCHÜLLER, A.: Die Gesteine des Unterkarbon von Dobrilugk und des „Algonkium“ von Rotstein bei Liebenwerda. — Abhandlungen d. Geol. Landesanstalt Berlin, Neue Folge, H. 213, S. 1–14 u. 22–41.
- SIEMENS, G.: Die Schwerekarte der DDR. — Freiburger Forschungshäfte, Freiberg/Sa., H. C 7 (1953), S. 21–29.
- Erdöl und Tektonik in Nordwestdeutschland. Sammelband, herausgegeben von A. BENTZ, Hannover-Celle 1949, 387 S., 14 Tafeln.
- Atlas géologique de Pologne 1:2000000 (Spezialausgabe für die Teilnehmer der XX. Tagung des Internationalen Geologischen Kongresses Mexiko 1956). — Warszawa 1956. (Besonders Tafel IV von Wl. POZARYSKI und E. RÜHLE: Geologische Karte ohne Quartär und Tertiär.)

## Zur glazialen Entstehung der Witwatersrand-Konglomerate

Von H. REH, Jena

Im Jahre 1955 sind fast zu gleicher Zeit zwei mikroskopische Untersuchungen der Erze des Witwatersrands erschienen, die, obwohl unabhängig voneinander durchgeführt, zu bemerkenswert gleichen Feststellungen über das Auftreten des Golds und des Uraninits in den „Reefs“ kommen. Es handelt sich um die Arbeiten von P. RAMDOHR (1955) und W. R. LIEBENBERG (1955). In einer Übersicht, die in Bd. 2 H. 7 dieser Zeitschrift (1956) erschien, habe ich die Ergebnisse dieser Arbeiten mit verarbeitet.

Für die Entstehung der Gold-Uranerz-Lagerstätte des Witwatersrands konnte durch die erzmikroskopischen Untersuchungen der Beweis erbracht werden, daß *Uraninit* sowie ein Teil des *Pyrits* und des *Arsenkieses* in Form gerundeter Körnchen als Detritus in die Lagerstätte gelangt sind. Durch Umprägung in einem pseudohydrothermalen Zustand wurden die Uraninitgeröllchen z. T. weitgehend von polymerisierten Kohlenwasserstoffen durchsetzt und verdrängt, wodurch der uranföhrnde Kohlenwasserstoff *Thucholith* entstand. Daneben bildete sich noch etwas sekundärer Uraninit.

Auch das *Gold* gelangte als Schwermineral in die Lagerstätte, ist jedoch überwiegend umkristallisiert und kommt in gezackten Neubildungen vor, die jünger sind als die jüngsten Pyrite und die Hauptmasse des *Thucholiths*. Nur ein geringer Anteil der Goldkörnchen läßt noch die ursprüngliche Form des Seifengolds erkennen.

Die Deutung der Lagerstätte als *alte Seifen* (Modified Placer Theory), die durch Versenkung in die Tiefe unter entsprechenden Druck- und Temperaturbedingungen eine gewisse Umprägung erfahren haben, erscheint den meisten südafrikanischen Geologen als einwandfrei gesichert.

Da die *Umprägung* der Lagerstätte zu Erscheinungsformen geführt hat, die vielfach auch bei hydrothermalen Lagerstätten zu finden sind, halten noch einige ausländische Geologen an der 1930 von L. C. GRATON (1930) verfochtenen hydrothermalen Entstehung fest. In

neuerer Zeit ist besonders der schottische Professor C. F. DAVIDSON (1953, 1955) dafür eingetreten. Wie aus der Diskussion über die Arbeit von W. R. LIEBENBERG hervorgeht, sieht DAVIDSON den Beweis für das Auftreten des Uraninits als Seifenmineral noch nicht erbracht, solange keine rezente Seife mit Uranerz vorgewiesen werden kann. Weiterhin stimmt seiner Meinung nach die Schwermineral-Vergesellschaftung in den Reefs nicht mit der überein, die man aus uranerzföhrnden Pegmatiten erwarten müßte, auch würden Alluvionen aus Granitgebieten andere Uran:Thorium- und Eisen: Titan-Verhältnisse aufweisen. Ferner soll die geochemische Ähnlichkeit der Reefs mit hydrothermalen Lagerstätten außerordentlich groß sein. Schließlich soll sich die Verteilung der Radioaktivität in den Witwatersrand-Schichten von der in normalen Sedimenten grundsätzlich unterscheiden.

Es ist zweifellos außergewöhnlich, daß sich Uraninit in den alten Seifen des Witwatersrands so gut erhalten hat. Es müssen demnach *besondere Bedingungen* vorgelegen haben, die eine Umwandlung sowohl des Uraninits als auch des Pyrits verhindert haben. W. R. LIEBENBERG weist darauf hin, daß Uraninit bei niedrigen Temperaturen ebenso als Seifenmineral erhalten bleiben kann wie Pyrit. Als Beispiel aus neuerer Zeit führt er das Vorkommen von *Uraninit als Detritus* in radioaktivem „black sand“ in NW-Kanada an, über das H. R. STEACY (1953) berichtet hat. C. F. DAVIDSON (1955) lehnt diesen Beweis als unsicher ab und legt Wert auf die Feststellung, daß noch keine Seife bekannt ist, in der Uraninit als wesentlicher Bestandteil auftritt.

Ebenso wie LIEBENBERG hat auch P. RAMDOHR die Tatsache des Vorkommens von Uraninit und Pyrit als Detritus in den „Reefs“ des Witwatersrands mit außergewöhnlich zurücktretender Verwitterung infolge sehr niedriger Temperaturen und reduzierender Bedingungen erklärt. Dazu ist noch ein Hinweis bemerkens-



wert, den G. W. BAIN in seinem Diskussionsbeitrag zu LIEBENBERGs Arbeit macht. Demnach löst Wasser mit  $p_H = 4$  Uraninit außerordentlich schnell, während bei  $p_H = 7$  die Löslichkeit auf fast Null zurückgeht. Außerdem wird auch das wahrscheinliche Fehlen einer Vegetation infolge der glazialen Bildung der Witwatersrand-Konglomerate dazu beigetragen haben, daß Uraninit nur wenig angegriffen wurde. Er wurde im wesentlichen mechanisch beansprucht und zerkleinert.

Die *gerundeten Formen* der winzigen Uraninitkörnchen sind nicht der einzige Beweis für ihre detritische Natur. Die *enge Klassierung* der etwa 50–100  $\mu$  großen Körnchen sowie das Zusammenvorkommen mit kleineren Körnchen höheren spezifischen Gewichts und größeren Körnchen geringeren spezifischen Gewichts sprechen für eine gleichzeitige Ablagerung. Bei der örtlichen Anhäufung von mehreren Körnchen kommen diese niemals in verwachsenen, sondern *stets in Einzelkörnchen* vor. Sind die Uraninitkörnchen zerbrochen, so läßt sich erkennen, daß die Druckwirkung ähnlich wie bei Chromit oder Zirkon eine Folge der späteren Metamorphose ist.

C. A. COUSINS stellt in seinem Diskussionsbeitrag zu LIEBENBERGs Arbeit fest, daß die Größe der Uraninitkörnchen in dem gleichen Verhältnis schwankt wie die Größe der Gerölle in den meisten Witwatersrand-Konglomeraten.

Für die Erklärung des außergewöhnlichen Auftretens des Uraninits als Seifenmineral werden demnach sowohl von RAMDOHR als auch von LIEBENBERG *niedrige Temperaturen* herangezogen. Der Hinweis von G. W. BAIN, daß Uraninit von Wasser mit einem  $p_H = 7$  fast nicht angegriffen wird, bedeutet eine zusätzliche Erklärungsmöglichkeit.

Bemerkenswert ist ein weiterer Beitrag zu den Deutungen des Auftretens von Uraninit als Detritus in den Konglomeraten des Witwatersrands, den J. H. WIEBOLS (1955) neuerdings geliefert hat. Er nimmt an, daß Uraninit mit den anderen Bestandteilen der Seifen von einem Gletscher zu dem Witwatersrand-Gebiet transportiert und dort in einem Geschiebelehm abgelagert wurde. In diesem war er vor weiterer Zerkleinerung und Verwitterung geschützt.

Das Sedimentationsgebiet der *Witwatersrand-Schichten* stellt sich WIEBOLS als *riesige Fastebene am Rand eines Binnenmeeres* von der Größe etwa des Mittelmeeres vor. Bei dem Abschmelzen des Gletschers stieg der Spiegel des Binnenmeeres entsprechend. Die von dem zurückweichenden Gletscher hinterlassenen Ablagerungen wurden von flußartigen Schmelzwässern durchzogen und schließlich von dem transgredierenden Meer zum großen Teil aufgearbeitet. Das tonige Material wurde weggespült und die Gerölle und Schwerminerale konzentriert. Auf diese Weise wurden die wichtigsten Konglomerathorizonte des Witwatersrand-Systems gebildet. So erklärt sich auch das verbreitete Auftreten von Schiefen und tonigen Gesteinen mit unsortierten Geröllen im Liegenden einiger Konglomerate, wie etwa des Main Reef Leader am East Rand oder des Kimberley Reef am Far East Rand.

Da der Uraninit durch den *Eistransport* schonend behandelt worden war, konnte er auch die *Anreicherung in den Konglomeraten* einigermaßen gut überstehen. Allerdings ist anzunehmen, daß er einen langandauernden Konzentrationsprozeß in der Brandung weniger gut vertragen hat als das Gold. Damit wird das auffällige Überwiegendes Uraninits über das Gold in den schlecht

ausgebildeten Konglomerathorizonten des Kimberley Reef und des Bird Reef erklärt. Andererseits enthalten die gut entwickelten Konglomerate des Main Reef, Main Reef Leader und South Reef reichlich Gold, jedoch wenig Uraninit.

WIEBOLS bringt auch eine *neue Erklärung* für die *pay streaks*, die langgestreckten Konglomeratzonen mit linsenförmigem Querschnitt, die im zentralen Teil die größeren Gerölle und die höheren Goldgehalte aufweisen. Er hält sie für *Osar* oder *Esker*, die von dem zurückweichenden Gletscher zurückgelassen und von dem transgredierenden Binnenmeer aufgearbeitet und mehr oder weniger flach ausgebreitet wurden.

In der Diskussion der Arbeit von WIEBOLS stellt A. A. TRUTER fest, daß es zwar schon etwa 35 Jahre lang bekannt war, daß in der Government Reef-Serie *Tillite* mit gekritzten Geschieben vorkommen, es jedoch merkwürdigerweise erst jetzt erkannt werden konnte, welche große Rolle *glaziale Sedimentation* für die Entstehung der meisten der Witwatersrand-Konglomerate spielte. Er möchte allerdings weniger Eisvorstöße annehmen als WIEBOLS und vertritt hinsichtlich einiger Einzelheiten unterschiedliche Auffassungen, die er demnächst der Geological Society of South Africa in einer größeren Arbeit darlegen wird.

Außer den bereits angeführten wichtigen Beweisen für glaziale Sedimentation weist WIEBOLS noch auf *Erosionsrinnen* hin, die durch Schmelzwässer ausgeräumt und mit Konglomeraten, gebänderten Pyritquarziten oder tonigen Sedimenten (Chloritoidschiefer) ausgefüllt wurden. Das vielfach beobachtete Auftreten von *Faltungen* der Schiefer und Konglomerate im Liegenden von einzelnen Konglomerathorizonten, die selbst ungestört horizontal gelagert sind, läßt sich ohne Schwierigkeit als *Druckwirkung* eines *vorstoßenden Gletschers* erklären.

Das Vorkommen von Schieferfragmenten, die bei einer Länge bis zu 25 cm nur 1,5–2,5 cm stark sind, in groben Quarziten im Liegenden des Kimberley Reef schließt einen Transport in fließendem Wasser aus und ist nur denkbar, wenn man einen Eistransport in Betracht zieht. Das Zusammenvorkommen von Quarzgeröllen und Schieferfragmenten in den Upper Leader Reefs des nordwestlichen Far East Rand läßt sich nur erklären, wenn man annimmt, daß bei einem Eisvorstoß Schiefermaterial örtlich mit bereits aufgearbeitetem Quarzmaterial gemischt wurde.

Der starke Wechsel zwischen groben, sandigen und feinen Sedimenten würde bei normalen Sedimentationsbedingungen ein dauerndes Auf und Ab des Sedimentationsbeckens erforderlich machen. Bei der *Annahme glazialer Sedimentationsbedingungen* mit einer *gleichmäßigen Absenkung des Sedimentationsraumes* ergibt sich dagegen ein ausgeglichenes Bild. Der Rückzug des Eisrandes in Verbindung mit starker Abschmelzung wird ein Ansteigen des Spiegels des Binnenmeeres bewirkt und in dem Sedimentationsraum ein tieferes Flachmeer mit feiner Sedimentation gebildet haben. Umgekehrt wird ein Vorstoß des Eises mit einer Absenkung des Spiegels und der Ablagerung grober Sedimente in einem seichten Flachmeer verbunden gewesen sein.

Ganz zweifellos haben die von WIEBOLS vorgebrachten Gedanken über das Auftreten *glazialer Sedimentation* eine Reihe von *auffälligen Erscheinungen* in den Schichtenfolgen mit den ausgedehnten Gold-Uran-



Lagerstätten des Witwatersrands einfach und konsequent erklären können. Sie stehen damit im Einklang mit Deutungen, zu denen RAMDOHR und LIEBENBERG unabhängig voneinander auf Grund erzmikroskopischer Untersuchungen kamen. Ganz zweifellos wird es noch

weiterer Untersuchungen bedürfen, um zu prüfen, wie man den Sedimentationsablauf im einzelnen deuten muß und wie viele Vorstöße des Eises angenommen werden müssen. Weitere Einzelheiten sind in einer von A. A. TRUTER angekündigten Arbeit zu erwarten.

### Literatur

- DAVIDSON, C. F.: The gold-uranium ores of the Witwatersrand. Min. Mag. London 88. Febr. 1953.  
 — The mineralization of the Witwatersrand. Min. Mag. London 92. März 1955.  
 GRATON, L. C.: Hydrothermal origin of the Rand gold deposits. Econ. Geol. 25. Suppl. 1930.  
 LIEBENBERG, W. R.: The occurrence and origin of gold and radioactive minerals in the Witwatersrand System, the Dominion Reef, the Ventersdorp Contact Reef and the Black Reef. Trans. geol. Soc. S. Afr. 58. 1955. S. 101–254.

- RAMDOHR, P.: Neue Beobachtungen an Erzen des Witwatersrands in Südafrika und ihre genetische Bedeutung. Abh. Deutsch. Ak. Wiss. Berlin. 1955. Kl. f. Math. u. allg. Nat.-Wiss. Jg. 1954. Nr. 5.  
 REH, H.: Der „Größere Witwatersrand“ als Uranproduzent. Z. f. a. G. 2. 1956. H. 7. S. 290–298.  
 STEACY, H. R.: An occurrence of uraninite in a black sand. Amer. Min. 38. 1953. S. 549–550.  
 WIEBOLS, J. H.: A suggested glacial origin for the Witwatersrand conglomerates. Trans. geol. Soc. S. Afr. 58. 1955. S. 367–387.

## Zur Gliederung der quartären Schuttdecken in den höheren Lagen der deutschen Mittelgebirge

Von W. MIELECKE, Berlin

Die geologischen Spezialkarten und die dazugehörigen Erläuterungen sollen nicht nur die Grundlage bilden für jede geologische und lagerstättenkundliche Arbeit, sondern auch auf alle sachgemäß gestellten Fragen des öffentlichen Lebens Antwort geben. Neben dem Nachweis örtlicher Reserven technischer Rohstoffe, insbesondere an Baustoffen aller Art, will ihnen der planende Agronom, Ingenieur und Forstwirt wichtige Daten entnehmen können. Sie müssen daher Angaben machen über das Vorkommen und die Mächtigkeit von Hangschutt und von sonstigen Lockermassen, über deren Standfestigkeit und dergl. mehr. Diese Beobachtungen werden allgemein in den Erläuterungen mitgeteilt, während die räumliche Verteilung und die Genese in der Kartendarstellung selbst ihren Platz finden müssen. In den deutschen Mittelgebirgen z. B. stocken die Waldbestände selten unmittelbar auf dem anstehenden Gestein. In den karähnlichen Talschlüssen und in den Tälern selbst überwiegen als Waldstandorte durchaus die quartären Schuttdecken. Die Bedürfnisse der Forstwirtschaft fordern, daß die künftigen geologischen Karten über die stratigraphische und petrographische Gliederung hinaus auch die Entstehungsweise dieser Schuttdecken erkennen lassen (GÜNTHER, E. & D. KOPP 1956, S. 302, Z. 14 von unten).

Die bisher herausgegebenen Karten tragen diesen Forderungen nur in geringem Maße Rechnung, vor allem, weil seinerzeit durchgreifende Kriterien auf Grund exakter Messungen noch nicht entwickelt waren, morphologische Beobachtungen aber keine eindeutigen Ergebnisse liefern können. PRIEHÄUSSER bemängelt, daß bei den Kartierungsarbeiten der Bayrischen Geologischen Landesuntersuchung die mächtigen Schuttdecken unbeachtet geblieben seien, „obwohl sie für Forst-, Land-, Bau- und Wasserwirtschaft von größter Bedeutung sind“. (PRIEHÄUSSER 1951). Aber auch in den preußischen und sächsischen Karten sind bisher diese wirtschaftlich doch nicht unwichtigen Belange im Vergleich zur Stratigraphie und Tektonik nur sehr beiläufig behandelt worden.

Es kann heute als allgemein zutreffend anerkannt gelten, daß während des Eiszeitalters zu bestimmten Zeitpunkten auf den über der Schneegrenze liegenden

Teilen der deutschen Mittelgebirge ausgedehnte selbständige Firneisgebiete bestanden, aus denen mehr oder minder lange Eiszungen und Talgletscher bergab flossen. Firnfelder und Gletscher waren gar nicht so unbedeutend. Im Schwarzwald können die vom Feldberg (1493 m) ausgehenden Gletscher mit 24 km bzw. 17 km den Vergleich mit den heutigen Alpengletschern wohl aufnehmen und unter den Gletschern des Brockengebietes (1142 m) war der Odergletscher mit 9,5 km Länge der bedeutendste.

Die künftige Kartierung steht dementsprechend vor der Aufgabe, die Schuttdecken in den Tälern nach ihrer Entstehung aufzugliedern in wirklichen Solifluktionsschutt, in rein fluviatilen Schotter und in Talschutt, der aus Firn- bzw. Gletschereis abgesetzt worden ist.

Im Bayrischen Wald und in der Oberpfalz hat PRIEHÄUSSER in jahrzehntelanger Forschungsarbeit entgegen weit verbreiteter Ablehnung seitens der Experten zahlreiche Spuren eiszeitlicher Kaltzeiten nachgewiesen (PRIEHÄUSSER 1930; 1937; 1938; 1951; 1953a; 1953b; 1953c). Für den Thüringer Wald glaubte man bisher, eine Eigenvergletscherung mit guten Gründen verneinen zu können. SCHÜLLER hat jedoch hier an mehreren Stellen mit Wald bestandene Lockergesteine festgestellt, die durchaus denen gleichen, die heute noch durch die Wirkung bewegter Eismassen entstehen (Tillite), und vermutet, daß sie erheblich weiter verbreitet sind, als er sie beobachten konnte (SCHÜLLER 1954). Bezüglich des Harzes hatten in der jüngsten Vergangenheit die Befürworter einer Eigenvereisung bereits ein leichtes Übergewicht gewonnen, bis H. POSER & J. HÖVERMANN (1951) nunmehr die Eigenvergletscherung des westlichen Brockengebietes durch moderne, auf Maß und Zahl gegründete Arbeitsmethoden bewiesen haben (POSER & HÖVERMANN 1951). H. POSER & M. BROCHU (1954) konnten auch am Hohen Meißner (750 m) in rd. 620 m Höhe durch exakte Messungen nachweisen, daß dort eine karartige Hohlform von einem endmoränenartigen Schuttwall abgeschlossen wird, der durch den Druck einer sich zentrifugal bewegenden Firn- bzw. Eismasse aufgeschüttet worden ist (POSER & M. BROCHU 1954).



PRIEHÄUSSER hat bei seinen Untersuchungen neben der morphologischen Betrachtung nach dem Augenschein eingehend beschreibend gearbeitet, SCHÜLLER beobachtete die Formen der einzelnen Gerölle und nimmt zusätzlich gesteinspetrographische Methoden am Mikroskop zu Hilfe, während H. POSER & J. HÖVERMANN ihre morphologischen und klimatologischen Erwägungen durch exakte Messungen nach den modernen Methoden der Schotteranalyse und der Gefügekunde glazigener Sedimente unterbauen.

Bei der künftigen Kartierung der quartären Schuttdecken werden diese, auf Maß und Zahl gegründeten Methoden ständig einen nicht unerheblichen Teil der Arbeit im Gelände beanspruchen, weil sie wie keine anderen geeignet sind, die auf viele Stellen verteilten visuellen Beobachtungen objektiv vergleichbar zu machen und das Gewicht der „persönlichen Gleichung“ der Beobachter nach Möglichkeit zu vermindern. Die sedimentpetrographischen Untersuchungen müssen dagegen dem Laboratorium vorbehalten bleiben. Es ist daher wohl begründet, wenn über die Feldmethoden und ihre Ergebnisse auch in dieser Zeitschrift referiert wird.

Bei seinen Untersuchungen über die Eiszeitspuren im Bayrischen Wald hat PRIEHÄUSSER das größere Gewicht auf die Deutung der sedimentpetrographischen Eigenschaften der Schuttdecken gelegt und hält von den morphologischen Formen nur diejenigen für voll beweisend, die mit den Schuttdecken vergesellschaftet sind. Von seiner eingehenden Klassifikation der obersten Schuttdecken sollen hier die Verwitterungsschuttdecken, die lößartigen Bildungen und die rein fluviatilen Schotter beiseite gelassen werden. Die Betrachtung beschränkt sich auf die Schotterdecken, die in ihrer inneren Struktur und ihren Eigenschaften den noch heute durch

bewegtes Firn- oder Gletschereis entstehenden gleichen. Die Tabelle gibt eine Übersicht über deren Eigentümlichkeiten und läßt erkennen, daß die Grundmasse der glazigenen Grundschutte um so dichter gepackt ist, je weiter der Beobachtungsort von dem Ursprung der glazigenen Sedimente, meist also von dem Firneisboden, entfernt ist. Ein weiteres Kennzeichen glazigener Entstehung ist die festhaftende feine Lehmhaut auf der Oberseite der in die Grundmasse eingeschlossenen Gesteinskomponenten. Die Unterseite ist dagegen stets sauber und läßt die Eigenfarbe des Gesteins erkennen. Betonartige Härte der Grundmasse, geringe Zurundung, wirre Einregelung und auf der Oberseite der Geschiebe fest haftende, auf der Unterseite fehlende, lehmige Überzüge hat auch STREBEL (1955) im Frankenwald beobachtet und sie mit den aus dem Bayrischen Wald bekannten Verhältnissen in den Firneisgrundschuttmassen gleichgestellt. SCHÜLLER (1954) hat diese Beobachtung auch im Thüringer Wald in eindrucksvoller Weise wiederholen können und sie noch dadurch erweitert, daß er auch die Form der eingebetteten Gerölle besonders beachtete. Sie haben „schildkrötenförmige, halberundete“ Formen mit glatter Unterseite, sind aber auf der gekrümmten Oberseite von jener kennzeichnenden, schwer zu entfernenden Lehmhaut überzogen. Geschiebe dieser Form sind aus glazigenen Sedimenten weltweit beschrieben worden. U. d. M. zeigt, wie SCHÜLLER feststellt, die betonartige Grundmasse typisch das petrographische Bild der Tillite.

Durch die metrischen Methoden hat man die Möglichkeit, gleichlaufend mit der Länge des Transportweges entweder den Zurundungsgrad der Gesteinskomponenten in den Talschuttmassen zu ermitteln oder das Maß ihrer Einregelung in das Sedimentgefüge der Schuttdecken festzustellen.

Tabelle zur Bestimmung der obersten Schuttdecken im Bayerischen Wald

Nach PRIEHÄUSSER 1951

Obergruppe	Untergruppe	Grundmasse		Eingebettete Gesteinskomponenten	Gelände	Geologische Bezeichnung
		Struktur	innere Ausrichtung			
I		lehmig-sandig oder sandig-lehmig	schiefrig-flaserig bis blätterig	Flache Komponenten eingeregelt, stets mit festhaftender, meist Millimeter dicker, feiner Lehmhaut oberseits, unterseits stets sauber		Glazigene Grundschutte
	1	bindig fest	erkennbar	schwach angerundet	schwach geneigt	Firnbodenschutt
	2	ziemlich fest	ausgeprägt	ziemlich gut angerundet und schwach geglättet	steilere Hänge	Firneisgrundschutt
	3	betonartig fest	sehr ausgeprägt	durchaus gut gerundet und geglättet	Talbildungen der Karbildungen und Unterlagen der Eiszungen	Gletschereisgrundschutt (Grundmoränenschutt)
	4		nicht bis schwach ausgerichtet	innerhalb der Grundmasse: gut gerundet und geglättet auf der Grundmasse: meist kantig und ungeglättet; oft sehr umfangreich	Wall- und Wulstformen	End- und Seitenmoränenschutt
II		lehmig-sandig oder sandig-lehmig	wechselnd	stets ohne festhaftende Lehmhaut		Glaziale und periglaziäre Schuttdecken
	1		nicht oder nicht überall gleichsinnig mit der Oberfläche ausgerichtet	fehlend bis gehäuft	waagrecht bis schwach geneigt	Frostboden, Frosterde
	2		an jeder Stelle parallel zur Oberfläche ausgerichtet	ziemlich reich bis fehlend mit der Grundmasse ausgerichtet	auf Berghängen	Fließerde



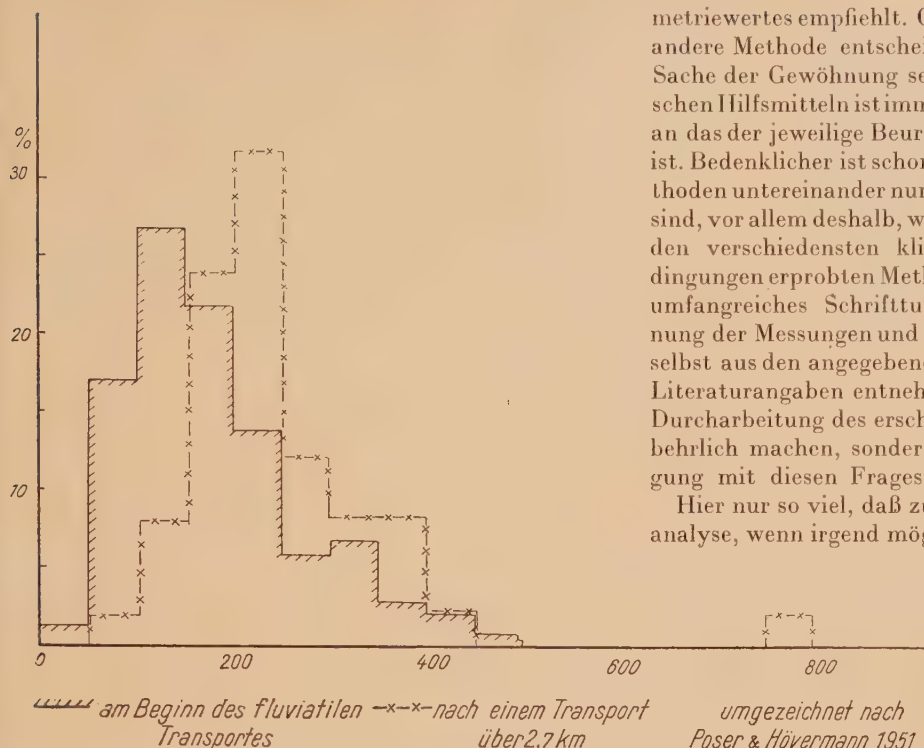


Abb. 1. Fluvialer Schotter aus der Oberen Niederterrasse des Odertales. Transport durch Wasser talabwärts von links nach rechts



Abb. 2. Granit im ungeschichteten Talschutt-Transport durch Eis

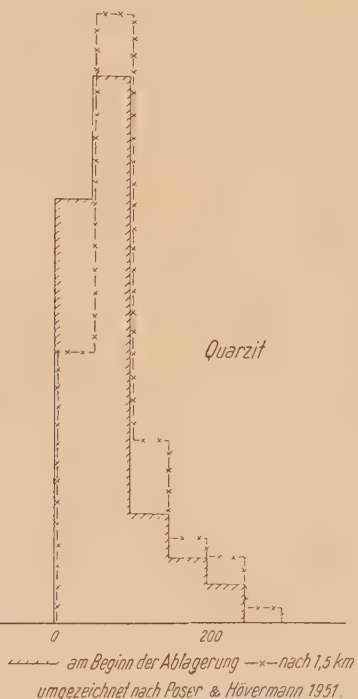


Abb. 3. Quarzit im ungeschichteten Talschutt-Transport durch Eis

Um die mechanische Beanspruchung der einzelnen Gesteinsstücke durch den Transport zu beurteilen, kann man entweder die seit längerer Zeit von A. CAILLEUX und I. TRICART entwickelte Methode anwenden oder die neuerdings erst von G. LÜTTIG (1956) angegebene „einfache gerölmorphometrische Methode“ benutzen.

A. CAILLEUX und I. TRICART halten die drei Indizes der Zurundung, der Abplattung und der Dissymmetrie für kennzeichnend, wohingegen LÜTTIG die Messung des Abrollungsgrades, des Abplattungswertes und des Sym-

metriewertes empfiehlt. Ob man sich für die eine oder die andere Methode entscheidet, dürfte mehr oder minder Sache der Gewöhnung sein. Auch bei anderen mechanischen Hilfsmitteln ist immer dasjenige das „praktischste“, an das der jeweilige Beurteiler seit längerer Zeit gewöhnt ist. Bedenklicher ist schon, daß die Ergebnisse beider Methoden untereinander nur recht umständlich vergleichbar sind, vor allem deshalb, weil über die Ergebnisse der unter den verschiedensten klimatischen und örtlichen Bedingungen erprobten Methode nach CAILLEUX bereits ein umfangreiches Schrifttum erschienen ist. Die Anordnung der Messungen und Berechnungen möge der Leser selbst aus den angegebenen Originalschriften und deren Literaturangaben entnehmen. Diese Zeilen können die Durcharbeitung des erschienenen Schrifttums nicht entbehrlich machen, sondern wollen nur zu der Beschäftigung mit diesen Fragestellungen anregen.

Hier nur so viel, daß zur morphometrischen Schotteranalyse, wenn irgend möglich, nicht weniger als hundert

Gerölle in der Größenordnung von 2—15 cm gemessen und die ermittelten Zurundungsindizes, in Gruppen zu je 50 eingeteilt, in Diagrammen dargestellt werden. Zurundung und Scharfkantigkeit stehen im umgekehrten Verhältnis. Mit zunehmender Zurundung steigt der Index und umgekehrt. Die Gruppe 0—50 enthält die scharfkantigsten Gerölle. Ein kleinerer Index deutet z. B. bei fluvialen Transport auf geringere mechanische Beanspruchung und einen kurzen Transportweg. So bietet sich eine Möglichkeit, die in einem einheitlichen Talzug vorkommenden Schuttdecken genetisch zu gliedern und gegeneinander abzugrenzen.

Zwei übereinander gezeichnete Diagramme eines rein fluvialen Transportes zeigt die Abb. 1 aus der Oberen Niederterrasse des Odertales an der Südseite des Brockens. Scharfkantige Gerölle der Indexgruppe 0—50 fehlen schon an der bergwärts gelegenen Wurzel der Terrasse fast ganz, nach einem Weg von 2,7 km Länge talabwärts sind sie völlig auf-

gerieben. Während zu Beginn des fluvialen Transportes das Maximum der Zurundung in der Gruppe 100—150 liegt, sind nach 2,7 km alle Werte des Diagramms deutlich in der Richtung auf die ideale Abrundungsfigur bewegter Schotterkomponenten, auf die ideale Kugel (Zurundungsindex 1000), zu verschoben. Das Maximum liegt jetzt zwischen den Indexwerten 200 und 250.

Die Verhältnisse in einem ungeschichteten Talschutt, in einer Grundmoräne, machen die Abb. 2 und 3 anschaulich. Die Gruppe der scharfkantigen Gerölle ist



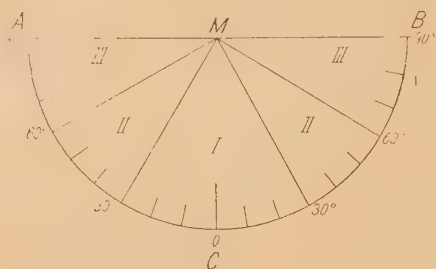


Abb. 4. Halbkreis zur Bestimmung der Einregelungsrichtung. Der Radius MC wird in die Richtung des Gefälles gelegt

verhältnismäßig stark besetzt und bleibt es auch an einem zweiten Beobachtungspunkt, der von dem ersten etwa 5 km entfernt ist. Die Beobachtungen stammen aus der Firneis- bzw. Talgletscherzone des Brockengebietes. Die zweite, mehr kantengerundete Gruppe ist nach einem Transportweg von 5 km verhältnismäßig stark abgesunken, im übrigen zeigt das Diagramm aber nur eine geringfügige Zunahme der Zurundung. Das ist auch durchaus verständlich, denn die in eine breite Grundmoräne eingebetteten Geschiebe werden mechanisch nicht so stark bewegt und beansprucht wie bei der rollenden und hüpfenden Bewegung durch fließendes Wasser. Die immerhin auffällige Minderung der Indexgruppe 50-100 dürfte in der petrographischen Struktur des bewegten Gesteins ihren Grund haben. Die aus Mineralkörnern verschiedener Größe und Härte zusammengesetzten Granitgerölle werden im Gegensatz zu dichten Gesteinen, wie z. B. Quarziten, bald nach der Einbettung in das Eis offenbar durch die Temperatur usw. Verhältnisse an den Kanten sehr stark beansprucht, behalten dann aber ihre kantengerundete Gestalt lange Zeit bei, nachdem sie ein gewisses Optimum der Form erreicht haben. Dagegen nimmt bei einem dichten Quarzit (Abb. 3) die Zurundung durch Eistransport nur unbedeutend zu und nach mehr als 1,5 km Transportweg ist das Maximum der kantengerundeten Stücke nur um wenige Prozent abgesunken.

Die Zuverlässigkeit der Methode hängt entscheidend ab von der Genauigkeit; mit der der kleinste Krümmungshalbmesser gemessen wor-

den ist. CAILLEUX benutzt bei der Messung eine Scheibe, auf die eine Anzahl konzentrischer Kreise aufgetragen ist, deren Radien von 1 mm — zuerst in Abständen von 1 mm, dann von 5 mm — bis zu 10 cm wachsen. Die Projektion des dreidimensionalen Gerölls auf die Scheibe aus freiem Auge ist nicht ganz bequem. Ohne Einarbeitung und ohne etwas Geduld sind beim Gebrauch dieser „Mikrometerscheibe“ (CAILLEUX) kaum brauchbare Ergebnisse zu erwarten. Es wäre daher denkbar, daß eilige Beobachter für den vorliegenden Zweck der Messung der Einregelung der Gesteinskomponenten den Vorzug geben.

POSER & HÖVERMANN (1951) haben sich bei der Deutung der Talschuttmassen im westlichen Brockengebiet nicht damit begnügt, die morphometrische Schotteranalyse anzuwenden, sondern haben deren Ergebnisse noch durch gefügekundliche Methoden überprüft.

In Solifluktionsböden hat die Einregelung der Längsachsen der bewegten Gesteinsbrocken ihr Maximum in

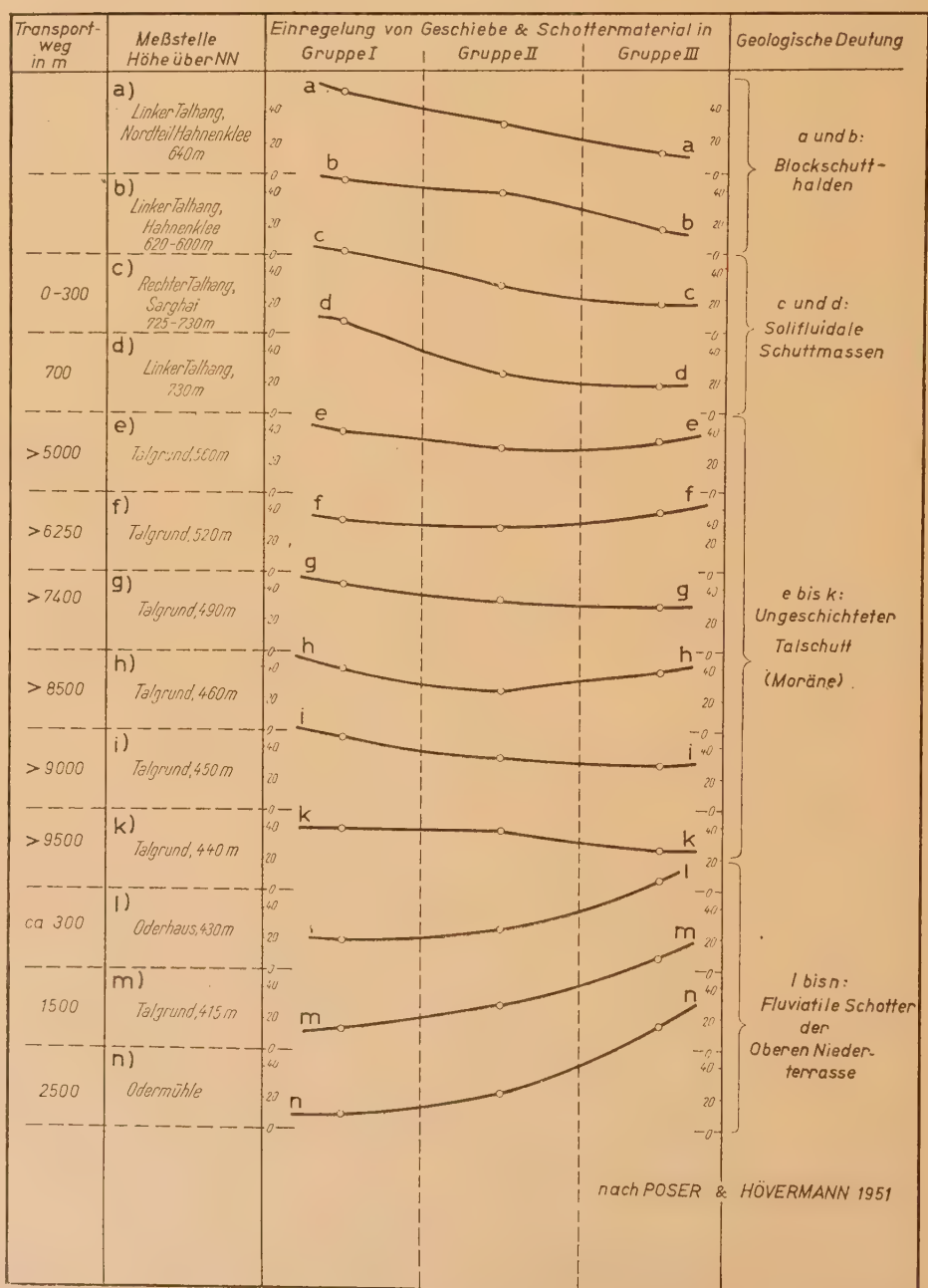


Abb. 5. Diagramm über die Einregelung von Geschieben und Schottern in die quartären Schuttdecken



der Richtung des Gefälles, während in fluviatilen Ablagerungen die Längsachsen der Gerölle mehr oder minder senkrecht zur Transportrichtung liegen, weil die Gerölle im strömenden Wasser rollend, sozusagen als Walzen, bewegt werden. Glazigene Sedimente bewahren nach dem Wegtauen bzw. Verdunsten des Eises in sehr hohem Grade die Textur des Gletschereises. Nach K. RICHTER (1933, 1936) zeigt die Einregelung die örtliche Richtung der Eisbewegung an. Seine Beobachtungen beziehen sich jedoch vorwiegend auf das Inlandeis, das sich in dem fast ebenen norddeutschen Flachlande ungehindert ausbreiten konnte. Selbst am Ende der norwegischen Gletscher (RICHTER 1936) ist das Tal noch mehr als 1 km breit. Die Gletscher in den höheren Lagen der Mittelgebirge bewegten sich jedoch nahe am ursprünglichen Firnfelde bestenfalls in nur wenige hundert Meter breiten Tälern. Es kann daher nicht überraschen, daß hier gerade die Textur der glazigenen Sedimente durch den Mangel an einer hervorstechenden Einregelungsrichtung gekennzeichnet ist. Leider hat die vorwiegend geographisch-klimatologische Zielsetzung der Arbeiten im westlichen Brockengebiet es nicht erlaubt, die glaziärsedimentär-geologischen Eigenschaften, von denen PRIEHÄUSSER und SCHÜLLER ausgehen, ebenfalls zu beobachten. Bei der Messung wurde nicht der Kompaß benutzt, sondern ein einfaches selbstgefertigtes Gerät, Abb. 4, das so an die Aufschlußwand gehalten wird, daß der Radius MC in die Richtung des Tal- oder Hanggefälles zeigt. Nach der örtlichen Lage wird die Einregelung in die Gruppen I bis III notiert.

Im Diagramm Abb. 5 sind die Beobachtungen aus dem Odertal anschaulich gemacht.

In den Blockschutthalen und in den solifluidalen Schuttmassen an den höhergelegenen Talhängen ist, wie zu erwarten war, die Einregelungsgruppe I stark

betont. Im ungeschichteten Talschutt zeigen sich keine ausgesprochenen Maxima, vielmehr schwanken die Werte ohne große Unterschiede im einzelnen bald zu dieser, bald zu jener Gruppe. In den fluviatilen Schottern der Oberen Niederterrasse überwiegt dagegen deutlich die Einregelung nach Gruppe III, m. a. W. die Längsachsen der Gerölle liegen tatsächlich senkrecht zur Richtung des Wasserabflusses.

Über die durch die Gruppen I—III nachgewiesene Einregelung hinaus wurden auch noch die Komponenten beobachtet, „deren Längsachse senkrecht bis steilschräg in die Tiefe weist“. Auch hier ergeben sich bemerkenswerte Unterschiede. In den Blockschutthalen und im ungeschichteten Talschutt fallen ungefähr 25% darunter, während in den solifluidalen und fluviatilen Schottern der Anteil höchstens 10% beträgt.

Es bieten sich also für die Gliederung der quartären Schuttdecken eine ganze Anzahl Methoden an.

MAINZER (1932) hat angenommen, daß das Brockengebiet bis herunter zur 600 m-Höhenlinie von einer einheitlichen Plateauvergletscherung bedeckt gewesen sei. Aber selbst wenn dies aus klimatischen und meteorologischen Gründen nicht der Fall gewesen sein sollte, so haben sich doch in den vorwiegend nach Osten offenen Nischen des Brockenmassivs oberhalb der Schneegrenze Firnfelder und Talgletscher ausgebildet, deren Sedimente nach den oben beschriebenen Methoden zunächst monographisch kartiert werden müßten. Es sind dies die oberen Einzugsgebiete der Ilse, der Holtemme und der Kalten Bode mit Wormke.

Dadurch würde nicht nur die Arbeit von POSER & HÖVERMANN nach Osten fortgesetzt, sondern auch methodische Vorarbeit geleistet für die geologische Kartierung anderer entsprechender Gebiete der deutschen Mittelgebirge.

## Literatur

- GÜNTHER, E. & D. KOPP: Zur geologischen Flachlandkartierung — Zeitschr. für angew. Geol. 2, Heft 7, Berlin 1957.
- LÜTTIG, G.: Eine neue, einfache geröllmorphometrische Methode. — Eiszeitalter & Gegenwart, 7, Orlingen/Württ. 1956.
- MAINZER, J.: Diluvialmorphologische Probleme des Harzes mit besonderer Berücksichtigung der Vergletscherungsfrage. — Verlag: Buchdruckerei Konrad Tritsch, Würzburg 1932.
- POSER, H. & J. HÖVERMANN: Untersuchungen zur pleistozänen Harzvergletscherung. — Abhandl. Braunschweig. Wiss. Gesellschaft 3, Braunschweig 1951.
- POSER, H. & M. BROCHU: Zur Frage des Vorkommens pleistozäner Glazialformen am Meißner. — Abhandl. Braunschweig. Wiss. Gesellschaft 4, Braunschweig 1957.
- PRIEHÄUSSER, G.: Die Eiszeit im Bayrischen Wald. — Abh. d. Geologischen Landesuntersuchung am Bay. Oberbergamt, H. 2, München 1930.
- Ablagerungen unter Gletscher- und Firneis und Fließerdebildungen im Bayr. Wald. — Firgenwald 10, Reichenberg 1937.
- Eiszeitliche Toteisbildungen im Bayr. Wald. — Z. f. Gletscherkunde 26, H. 1/2, Berlin 1938.
- Der Nachweis der Eiszeitwirkungen im Bayr. Wald mit Hilfe von Schuttausbildungen. — Geol. Bl. NO.-Bayern, Bd. 1, H. 3, Erlangen 1951.
- Ortsfremde Gesteinsblöcke im diluvialen Schotter der Donaulandschaft bei Straubing. — Geologica Bavarica Nr. 19, München 1953 (a).
- Spuren eiszeitlicher Kältezeiten in der Alb bei Velburg (Oberpfalz). — Geol. Bl. NO.-Bayern, Bd. 3, H. 3, Erlangen 1953 (b).
- Die eiszeitlichen Schuttdecken des bayerischen Waldes und ihre Bedeutung für die Forstwirtschaft. — Vortrag, geh. auf der Tagung des Bayr. Forstvereins im Sept. 1953 in Passau 1953 (c).
- RICHTER, K.: Gefüge und Zusammensetzung des norddeutschen Moränengebietes. — Abh. a. d. Geol.-Paläont. Inst. Univ. Greifswald 11, Berlin 1939.
- Gefügestudien im Engebräe, Fondalsbräe und ihren Vorlandsedimenten. — Zeitschr. f. Gletscherk. 24, S. 22—30, Berlin 1936.
- SCHÜLLER, A.: Pleistozäne Tillite im Thüringer Wald. — Geologie 3, Nr. 8, Berlin 1954.
- STREBEL, O.: Tertiäre Reliktböden, tertiäre Verwitterungsreste und eiszeitliche Bodenumlagerungen im Frankenwald. — Inauguraldissertation Würzburg 1955.
- STREIFF-BECKER, R.: Zur Dynamik des Firneises. — Zeitschr. f. Gletscherkunde 26, Berlin 1939.

## Die geologische Erforschung von Nepal

In dem rund 900 km langen und 150—250 km breiten Himalayastaat findet seit einigen Jahren die erste geologische Erforschung statt. Leiter der geologischen Landesaufnahme ist der Schweizer Geologe Dr. T. HAGEN. Es gelang ihm mit Hilfe von Flugzeugaufnahmen und durch Begehungen zahlreiche Querprofile von der Schichtenfolge der tibetischen Platte im Norden bis zu den Siwaliks — die an die Molasse erinnern — im Süden herzustellen. Diese annähernd parallel laufenden Schnitte haben einen großartigen Deckenbau enthüllt, der an den Alpen erinnert, nur daß die Bewegung hier umgekehrt, also von Norden nach Süden, gerichtet war. Von oben nach unten konnten unterschieden werden:

1. Katmandu-Decken (4—5 Decken);

2. Zone des Hiunchuli (4 Schuppen);
3. Piuthan-Decken (5 Decken);
4. Nawakot-Decken (4 Decken);
5. die Zone von Pokhara, das tektonisch tiefste Element, das etwa dem „Parautochthon“ entsprechen dürfte.

In Ostnepal, im Gebiet des Everest, gesellen sich dazu die 3 Khumbu-Decken. Im Laufe des Jahres 1957 hofft HAGEN, seine Feldaufnahmen abschließen zu können. Vor allem werden seine zu erwartenden Veröffentlichungen großen Wert für die Ausnutzung der Wasserkräfte haben, da kaum ein zweites Land auf der Erde ein so großes und leicht zu verwirklichendes Potential an Wasserkraft besitzt. Neben den Profilserien soll eine geologische Übersichtskarte im Maßstab 1 : 250 000 veröffentlicht werden.



# Einige Besonderheiten bei Bruchstörungen in Kalkschiefern

Von W. I. KASANSKIJ

## Einleitung

Von den hydrothermalen Lagerstätten bunter und seltener Metalle in Sedimenten ist ein erheblicher Teil an Kalkschieferkomplexe gebunden. Neben den tektonischen Spalten wird die Lage der Erzkörper durch die lithologische Zusammensetzung und die Lagerungsverhältnisse der Gesteine, durch das Vorhandensein halbdurchlässiger Deckschichten über günstigen Horizonten u. a. beeinflusst. Alles das führt zu kompliziert gebauten Erzvorkommen in Kalk- und Schiefergesteinen. Der Verlauf der Zerrklüfte, die mehrere, petrographisch unterschiedliche Gesteine durchsetzen, hängt von deren relativer Plastizität oder Härte ab.

Bei der Kartierung eines polymetallischen Erzfeldes untersuchte der Verfasser das Verhalten von Bruchstörungen in Kalksteinen, in Kohlenton- und Kiesel-schiefern sowie in Porphyriten. Im ersten Teil der vorliegenden Arbeit sollen einige besondere Ausbildungsformen von Brüchen und Spalten, im Zusammenhang mit der Gesteinsart, betrachtet werden. Im zweiten Teil werden die eigenartigen Einlagerungen toniger Kohlen-schiefer und Kalke an tektonischen Grenzen zu einem Quarzdiorithorst, die in der gleichen Gegend untersucht wurden, beschrieben.

## Kurze Darstellung der Tektonik des Untersuchungsgebietes

In dem Gebiet finden sich mittelpaläozoische Sedimente in weiter Verbreitung und daneben auch vulkanische Gesteine. Es handelt sich um schwach metamorphosierte tonigkohlige und kieselige Schiefer, Sandsteine, Kalke und Porphyrite, die gewöhnlich in ihrer Mächtigkeit nicht aushalten, und vielfach miteinander wechsellagern. Im hangenden Teil des Profils treten graue Massenkalk mit etwa 500 m Mächtigkeit besonders hervor. Infolge der frühvariszischen Faltung sind die mittelpaläozoischen Ablagerungen in steile, ostwest-streichende Falten gelegt worden, in denen die grauen Kalke die Kerne der stark gepreßten Synklinalen bilden und sich in Form schmaler Hügelreihen in Ostwest-Richtung hinziehen. Die Falten werden durch zahlreiche Brüche, von denen die größten im Streichen der Kalke verlaufen, kompliziert. Die mittelpaläozoischen Ablagerungen werden von kleinen Intrusiv, von Quarzdioriten sowie von Quarzporphyr- und Diabasporphyritgängen jungpaläozoischen Alters durchbrochen.

Auf dem Paläozoikum lagern mit Winkeldiskordanz mesozoische rote Tone, Sandsteine und Konglomerate mit Zwischenlagen von Kalken und Gips, die in ostwest-streichende Falten gelegt und von Überschiebungen durchschnitten sind. In diesem Gebiet treten auch tertiäre und quartäre Konglomerate und Lehme auf, die als fast lückenlose Decken alle älteren Bildungen überlagern und die nur in den Flußtälern anstehen.

Die polymetallischen Erzkörper sind in den Kalken der Hügelzüge im wesentlichen an die Sprünge geknüpft. Eine gewisse hydrothermale Mineralisation ist auch in den Eruptivgesteinen anzutreffen.

## Besonderheiten der Bruchstörungen in Kalken

Die kompliziertesten Spaltenstrukturen haben sich in den Kalken entwickelt. Sowohl die großen disjunktiven Störungen als auch die kleineren tektonischen Spalten lassen sich nach ihrem relativen Alter in zwei Gruppen

einteilen. Zur älteren gehören Zerrüttungszonen im Kalk, die durch grobkristallinen Kalzit verkittet werden. Gewöhnlich verlaufen sie geradlinig und erreichen mehrere hundert oder tausend Meter Länge bei einer Mächtigkeit von einigen Dutzend Metern. Seltener bestehen sie aus einem System mehrerer Störungen. Den allmählichen Übergang zwischen den unzertrümmerten Kalken und den Zerrüttungszonen bilden gewöhnlich grobkristalline Kalzitpartien, die netzartig von dünnen Kalzitadern durchzogen werden. Nur selten grenzen Brekzien und Kalke ohne Übergang scharf aneinander. Die Brekzien bestehen aus massigen und schiefrigen Kalken. Die Größe der Bruchstücke wechselt zwischen einigen mm und 70 cm. Häufig weist die Schieferung der Kalke in den verschiedenen Bruchstücken eine unterschiedliche Orientierung auf. Das Bindemittel macht 15–50% des Gesteins aus und besteht aus einem weißen oder gelblichweißen Karbonat, das aus fast chemisch reinem Kalzit besteht. Seine Korngröße schwankt von einigen mm bis 12 cm, übersteigt aber meist nicht 2–3 cm. Die Struktur des Bindemittels ist massig. Der grobkörnige Kalzit füllt alle Zwischenräume zwischen den Bruchstücken aus, ohne Drusen-, Kokarden- oder Bändertexturen zu bilden. Oft beobachtet man allmähliche Übergänge von den Kalksteinen über ein kalkförmiges Kalzitaggregat zum gewöhnlichen grobkörnigen Kalzit. Die Struktur des Bindemittels läßt darauf schließen, daß es sich durch teilweise Umkristallisation der Kalke unter der Einwirkung von Thermalwässern bildete.

Die alten, grobkristallinen Kalzit führenden Zerrüttungszonen streichen vorwiegend ost-west, nordost-südwest oder nordwest-südost bei steilem Einfallen. Die Zonen verschiedener Richtung vereinigen sich miteinander ohne Verdrängungen und sind wahrscheinlich gleichzeitig entstanden. In den Kalkhügelketten sind sie ungleichmäßig verteilt, die mächtigsten durchziehen die zentralen Teile der Hügelketten; wo sich deren Streichen verändert. Typisch für diese Zerrüttungszonen ist, daß sie nur im Bereich der Kalkhügelketten auftreten.

Die Störungen, die jünger als die „grobkristallinen Kalzitonen“ sind, gehören zu acht Hauptsystemen. Die größten Brüche sind die ostwest-streichenden an den Grenzen der Kalkhügelzüge. Sie werden später ausführlich beschrieben.

In den Kalken selbst sind meistens drei Störungspaare (Abscherungsspalten) verbreitet:

1. steil einfallende Verschiebungen mit Nordwest- oder Nordost-Streichen;
2. Aufschiebungen mit Ostwest-Streichen, nach Süden oder Norden einfallend;
3. nordsüd-streichende Verwerfungen, nach Westen oder Osten einfallend.

In den meisten Fällen vereinigen sich die Abscherungsspalten der sechs aufgezählten Systeme miteinander ohne Verschiebungen. Die räumliche Lage der disjunktiven Störungen sowie ihre Verschiebungsrichtungen sind gesetzmäßig an das Ostwest-Streichen der Kalkhügelketten gebunden und können als während der Faltung entstanden angesehen werden.

Nun einige Bemerkungen über den Bau der Störungszonen.





Abb. 1. Ausschnitt einer großen Bruchstörung in den Kalksteinen im Grundriß

1 — graue Massenkalk; 2 — fein zertrümmerte Kalke;  
3 — tektonische Spalten

An der Erdoberfläche sind sie gewöhnlich nur indirekt zu erkennen, z. B. an vertieften Rinnen, Wasserrissen und manchmal an Geländestufen. Nur in bergbaulichen Aufschlüssen lassen sich Einzelheiten feststellen. Große Störungen mit Verschiebungsbeträgen von Dutzenden und mehr Metern lassen sich als Zertrümmerungszonen von mehreren Metern Mächtigkeit verfolgen. Den Hauptzerrüttungszonen laufen kleinere Zonen oder einzelne Brüche parallel. Die kleineren Kalkbruchstücke dieser Zerrüttungszonen sind etwas abgerundet und nicht eingeregelt. Die größeren plattigen oder keilförmigen Stücke liegen dem Streichen der Störungszone ungefähr parallel. In den Zertrümmerungszonen beobachtet man in der Regel Harnische, die oft die Spalten im Hangenden und Liegenden begrenzen (Abb. 1). Die Rutschflächen führen kleinstückiges und fein zerriebenes Material oder dünne „Schmitzen“ („Bestege“) von Reibungsletten. Manchmal werden die Zerrüttungszonen im Streichen durch stärker zerklüftete Kalksteinpartien abgelöst, die zwischen großen tektonischen Spalten eingeschlossen sind.

Wie das Streichen, so wechselt auch das Fallen der Bruchspalten. Nicht selten beobachtet man fließende Biegungen, häufig treten an die tektonischen Flächen einer Richtung unter spitzem Winkel andere heran, wobei an den Vereinigungsstellen die Kalksteinzertrümmerung ihre größte Mächtigkeit erreicht. Von den Biegungsstellen der Bruchspalten gehen nicht selten Fiederspalten aus.

Die kleineren Störungen mit Verschiebungsbeträgen von einigen Metern werden durch eine Reihe tektonischer Spalten mit Harnischen, Furchen und Schrammen, die von der Rutschbewegung herrühren, vertreten. Zertrümmerungszonen treten an ihnen nur an den Vereinigungsstellen der Rutschspiegel auf.

Jüngere Störungen verlaufen oft parallel zu den Zonen des grobkörnigen Kalzits, manchmal verwerfen oder durchsetzen sie sie, wobei sich neue Spaltensysteme entwickeln. Neben den alten tektonischen Elementen findet man also in den Kalken, je nach ihrer Entwicklung, noch weitere Spaltensysteme.

#### Beschreibung der Bruchstörungen in Kiesel-schiefern, Porphyriten und Kohlenton-schiefern

Außerhalb der Kalkhügellketten, in den Ton- und Kiesel-schiefern, Porphyriten und Sandsteinen, sind hauptsächlich disjunktive Störungen der gleichen Systeme wie in den Kalken entwickelt. Eine Ausnahme bilden die nordsüd verlaufenden, widersinnigen Querstörungen. Die Bruchstörungen und Spalten mit Ostwest-Streichen fallen mit der Schichtung der Sedimentgesteine zusammen und sind meistens an die Kohlenton-schiefer-Einlagerungen der Kiesel-schiefer und Porphyrite gebunden. In den Störungszonen sind die tonig-kohligen Gesteine durch viele parallele Bewegungsflächen in einzelnen Schuppen zerschert, stellenweise zerrieben oder in kleine Spezialfalten gelegt. Die Mächtigkeiten der Kohlenschiefer-Einlagerungen ändern sich oft plötzlich bis zur völligen Ausquetschung.

Die steil einfallenden Horizontalverschiebungen mit Nordwest- und Nordost-Streichen sowie die Ostwest-Überschiebungen, sind nur dort deutlich ausgeprägt und gut zu verfolgen, wo sie in relativ spröden Gesteinen — Porphyriten und Kiesel-schiefern — auftreten. Hier sind sie durch deutliche Bewegungsflächen mit Rutschstreifen gekennzeichnet, seltener auch durch bis 1 m mächtige Zertrümmerungszonen. In einigen Fällen wurden in nordost-streichenden Störungen, welche die Kohlenton-schiefer und Effusivgesteine versetzen, eigenartige Platten oder „Einlagerungen“ von Schiefern mit 1—2 m Mächtigkeit in den Porphyriten festgestellt (Abb. 2). Die Einlagerungen werden von Rutschflächen begrenzt. Ihr innerer Teil besteht aus großen tonig-kohligen Gesteinsschuppen, die durch Gleitflächen mit Lettenbesteg voneinander getrennt werden. Daran schließt sich eine kleinstückige Schieferbrekzie an.

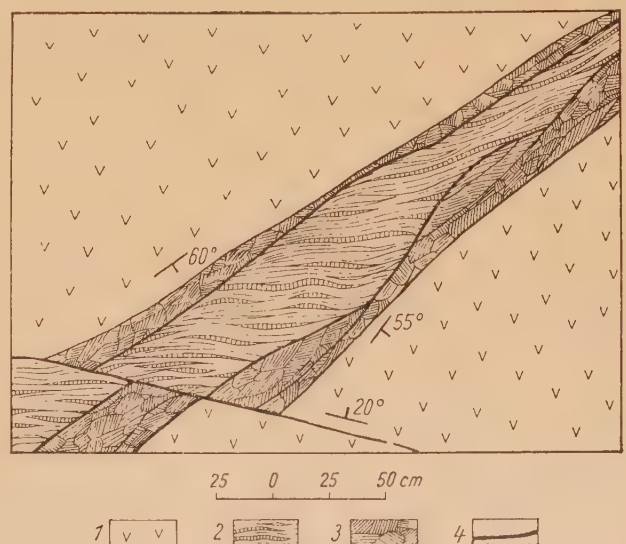


Abb. 2. „Einlagerung“ von Kohlenton-schiefer in Porphyriten (im Grundriß)

1 — Porphyrite; 2 — Kohlenton-schiefer; 3 — kleinstückige Kohlenton-schieferbrekzie; 4 — Gleitspiegel



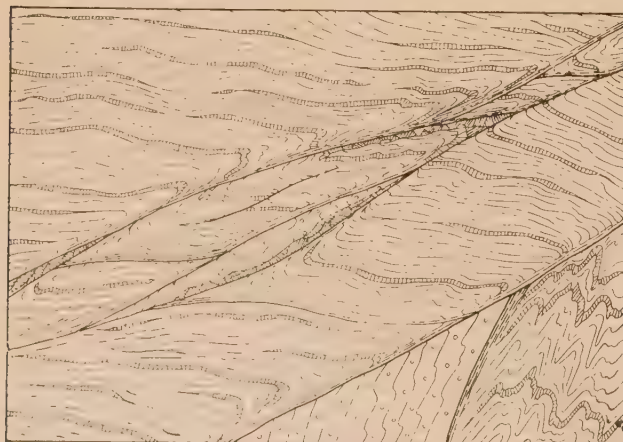
Die Bruchstücke sind eckig oder schwach gerundet, ihre Zwischenräume werden von zerriebenem, schwach phyllitisiertem tonig-kohligen Material ausgefüllt. Die „Verschiebungsbeträge“ der eingelagerten Schiefer schwanken zwischen 5 und 25 m.

Die Störungen treten oft kulissenartig auf und begrenzen infolge der Bewegungen die perschnurartig versetzten Platten der Kohlenton- oder Kiesel-schiefer. In der Nähe der Rutschfläche sind die Schiefer eng gefaltet und dünn geschiefert (Abb. 3). Die für die Brüche in den Kalken so charakteristischen Zertrümmerungszonen sind in den Kohlentschiefern nur schwach entwickelt.

Die Störungen ändern beim Übergang aus Kiesel-schiefern oder Porphyriten in Kohlentschiefer ihre Lage, indem sie sich der Schichtung etwas angleichen, in kleinere Spalten zerschlagen und verdrücken. Nicht selten klingen in Kohlentschiefer-Horizonten von 50–100 m Mächtigkeit die Störungen aus, d. h., differenzielle Bewegungen auf den Schichtflächen der Kohlentschiefer komplizieren die blockweise Verschiebung in den spröderen Gesteinen.

#### *Ostwest gerichtete Brüche an den Kontakten mit den Kalkhügelketten*

Wie schon erwähnt, ziehen sich die größten ostwest-streichenden Störungen an den Grenzen der Kalkhügel-reihen hin. Meist stehen die Brüche fast saiger, seltener durchsetzen sie die Schichten unter spitzem Winkel. Die Brüche stellen mächtige Zerrüttungszonen dar, deren Ausbildung aber vom Gesteinscharakter beeinflusst wird. Nahe ihrer Grenze ist in den Kalken eine intensive, senkrecht einfallende Klüftung zu beobachten. In natürlichen Aufschlüssen am Kontakt bilden die Kalke fast lotrechte Wände von mehreren Dutzend Metern Höhe, von denen stellenweise große Kalktafeln abblättern. Die Effusivgesteine sind in den Störungen gewöhnlich mehr oder weniger stark zertrümmert, haben schiefrige Struktur und zerbröckeln bei leichtem Hammerschlägen. Am undeutlichsten sind die Brüche in den Kohlentschiefern ausgeprägt. Sie verlaufen parallel zum Kalkkontakt und sind in seiner Nähe eng geschiefert. Auch in größerer Entfernung von den Störungen ist die Schieferung kaum anders ausgebildet.



25 50 100 m

1 — Kohlentschiefer; 2 — Kiesel-schiefer; 3 — kleinstückige Kohlentschieferbrekzie; 4 — Gleitspiegel und Schieferungszonen

Abb. 3. Schema einer disjunktiven Störung in Kohlenton- und Kiesel-schiefern (im Profil).

Nur wenn die Kohlentschiefer mit Porphyriten, Kiesel-schiefern oder Kalken wechsellagern, lassen sich die Störungen an den in die stark gefalteten Kohlentschiefer eingelagerten linsenförmigen Blöcken dieser Gesteine bedeutend besser verfolgen.

Trotz des im allgemeinen westöstlichen Streichens und steigenden Einfallens wechselt die Lage der Kalkgrenze an den Hügelketten stellenweise ziemlich schroff. Manchmal beobachtet man stetige, wellenförmige Krümmungen, oft aber sind die Kontaktflächen infolge von Verschiebungen der Kalke an den Spalten mit Nordost- und Nordwest-Streichrichtung um 1–150 m treppenförmig versetzt. Grenzen an die Kalke Kohlentschiefer an, dann werden die staffelförmigen Verschiebungen von den Schiefen fast ganz aufgefangen und haben kaum Einfluß auf andere Horizonte, die in größerem Abstände von den Kalken austreten (Abb. 4). In diesen Fällen treten die Spalten nicht weit aus dem Bereich der Kalkhügelketten heraus und verklingen in den Schiefen. In gleicher Weise gliedern sich die diagonalen, die Schiefer durchsetzenden tektonischen Spalten gewöhnlich den westöstlichen Brüchen an den Kontakten mit den Kalkzügen an, ohne in die Kalke einzudringen. Wenn aber an die Kalke Porphyrite anstoßen, dann durchsetzen die Spalten die Kontakte, ohne ihre eigene Lage zu verändern.

#### *Besonderheiten der Entwicklung von Bruchstörungen in Kalkschieferschichten*

Wie aus dem dargelegten Tatsachenmaterial hervorgeht, sind in den Kalkhügelketten kompliziertere Störungssysteme entwickelt als in den Schiefen. In den Kalken trifft man sowohl Zonen und Gänge von grobkristallinem Kalzit an, die aus dem Bereich der Kalke nicht heraustreten, als auch Spaltensysteme. Für die Bruchstörungen in den Kalken ist Gesteinszertrümmerung charakteristisch, während in den Schiefen die Bewegungen an polierten Gleitflächen unter Bildung von Schlepfpalten vor sich gehen. Da die Kalkhügelzüge an Kohlentschieferhorizonte grenzen, in denen die diagonalen Störungen verklingen, besitzen die Kalkzüge eine scheinbar eigene Tektonik. Parallel zu den Grenzen der Kalkmassive oder -kämme verlaufen die größten Brüche. Jedoch selbst bei beträchtlichen Verlagerungen sind sie undeutlich ausgeprägt, weil das Gleiten der Blöcke hauptsächlich entlang der Schichtung der Kohlentschiefer erfolgt.

Ausbildung und Auftreten der Bruchstörungen hängen offenbar von der relativen Plastizität oder Sprödigkeit der Gesteine ab. Während die spröderen Kalke ebenso wie die Kiesel-schiefer zertrümmert wurden, erfuhren die Kohlentschiefer hauptsächlich eine plastische Verformung. Diese Verhältnisse sind anscheinend nur für schwach metamorphe Ablagerungen charakteristisch, da in vielen, aus weitgehend metamorphosierte Gesteinen bestehenden Erzfeldern die Kalke augenscheinlich Anzeichen plastischen Fließens aufweisen und aus tonigen Sedimenten entstandene kristalline Schiefer an der Grenze zu den Kalken in Brekzien verwandelt worden sind.

Im vorstehenden wurden Besonderheiten der Ausbildung von Bruchspalten in verschiedenen Gesteinsarten behandelt. Ihre eingehende Untersuchung erbrachte die Feststellung, daß nicht nur die großen, sondern auch kleinere Störungen eine lange Entwicklungsgeschichte durchgemacht haben. In vielen Fällen zeigt sich, daß



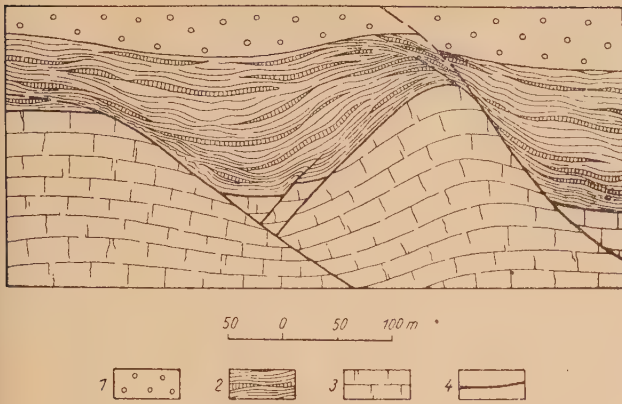


Abb. 4. Schema des Kontaktes an der Hügelskette (im Grundriß).

1 — Kieselschiefer; 2 — Kohlentonschiefer; 3 — Kalksteine; 4 — Bruchstörungen

zu verschiedener Zeit, auf ein und denselben Störungen Verschiebungen in verschiedenen Richtungen stattgefunden haben. Wir wollen uns hier auf das Beispiel der Entwicklung der Ostwest-Brüche entlang der Kalkhügelszüge beschränken. Sie wurden schon im jüngeren Paläozoikum angelegt und dienten jungpaläozoischen sauren und basischen Gängen als Aufstiegswege. An den Ostwest-Brüchen stiegen auch hydrothermale Lösungen auf, die eine intensive Verquarzung, Sericitisierung und Pyritisierung der Eruptiva und auch eine schwache Pyritisierung der Kohlentonschiefer bewirkten.

Die Bewegungen auf den Ostwest-Brüchen setzten im Tertiär erneut ein und führten zur Zertrümmerung und Schieferung der Ganggesteine und der hydrothermal veränderten Gesteine. Die Sprunghöhe und Richtung der alpinen Bewegungen kann man auf Grund geomorphologischer Beobachtungen ermitteln. In diesem Gebiet lassen sich deutlich Denudationsflächen unterscheiden, die die mesozoischen Ablagerungen abschneiden und von neogenen Konglomeraten überlagert werden. Auf einzelnen Kalkhügelsketten liegen diese Flächen um 150–200 m höher als auf den sie umgebenden Schiefern. Hier legen sich die Konglomerate an die Hänge der Hügel an und überdecken ohne Lageveränderungen die westöstlich streichenden Bruchspalten. Hieraus ergibt sich, daß in der alpinen Faltungsperiode einige Kalkhügelszüge an den Westost-Bruchspalten in Form von Horsten gehoben wurden.

„Einlagerungen“ von Kohlentonschiefern und Kalken an den Grenzen des Quarzdiorithorstes

Beim Studium der tektonischen Strukturen alpinen Alters beobachtete Verfasser eigenartige Zwischen- oder Einlagerungen von Kohlentonschiefern und Kalkstein in den Bruchspalten, an denen die Quarzdiorite als Horst gegenüber den mesozoischen Schichten gehoben wurden (Abb. 5). Die Breite des Horstes beträgt fast 1,5 km. Im Kern der Erhebung treten die mittelpaläozoischen Kohlentonschiefer mit Zwischenlagen von Kieselschiefern, Kalken und Porphyriten sowie die sie durchbrechenden Quarzdiorite zutage. Die paläozoischen Gesteine werden durch Brüche mit nahezu westöstlichem Streichen von den roten Sandsteinen, Tonen und Konglomeraten getrennt, die miteinander wechsellagern und einen aushaltenden Kalk- und Gipschizont einschließen. Die Basalkonglomerate des Mesozoikums liegen diskordant auf dem Paläozoikum und enthalten Quarzdioritgerölle.

An den Bruchspalten sind die im übrigen ungestörten Quarzdiorite zertrümmert. Im Kern des Horstes sind die Tonschiefer stark zerknittert, die Kalke in einzelne linsenförmige Blöcke zerschert, die Kieselschiefer kompliziert gefaltet und, ähnlich wie die Kalke, durch Kohlentonschiefer getrennt.

Nördlich des Horstes sind die mesozoischen Ablagerungen zu einer unsymmetrischen Synklinale mit westöstlichem Streichen gefaltet. Ihr Nordflügel liegt relativ flach, der Südflügel ist an der Grenze zu den Quarzdioriten nach Norden überkippt und liegt der Störungsläche parallel. Südlich des Horstes bilden bei generellem, steilem südlichen Einfallen die mesozoischen Schichten kleine, flache Falten mit etwa westöstlichem Streichen.

Den Horst begrenzen westost-streichende Bruchflächen, die mit 60–70° gegeneinander einfallen. Auf etwa 5–10 m Entfernung von den Störungen sind die Quarzdiorite durch kleine Spalten mit Rutschstreifen zerbrochen und teilweise mylonitisiert.

Die roten Sandsteine, Tone und Konglomerate sind parallel zum Bruch „eingewickelt“ und geschiefert. Auf den Hauptstörungen sitzen fast durchgehend Einlagerungen mittelpaläozoischer Kohlentonschiefer auf, die dünne, an der Oberfläche in Form schmaler Kämme hervortretende Kalklamellen enthalten. Die Mächtigkeit der Einlagerungen beträgt 5–25 m.

In östlicher Richtung werden die Störungszonen beim Übergang in die Kohlentonschiefer von einer Anzahl zwischen den Schichtlagen verlaufender Rutschflächen abgelöst. Es ist interessant, daß die mittelpaläozoischen und mesozoischen Schichten hier ähnliche Lagerung



N

S

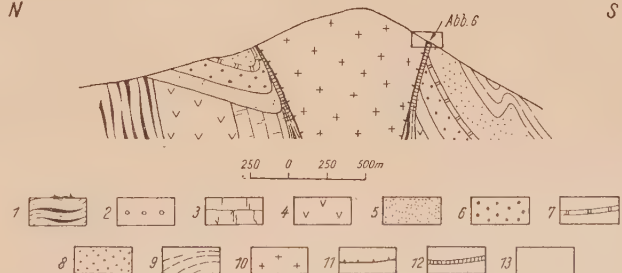


Abb. 5. Strukturschema des Horstes paläozoischer Gesteine (Grundriß und Profil).

Mittleres Paläozoikum: 1 — Kohlentonschiefer; 2 — Kieselschiefer; 3 — Kalksteine. 4 — Porphyrite. Mesozoikum: 5 — bunte Tone und Konglomerate; 6 — rote Sandsteine und Konglomerate; 7 — Kalksteine und Gipse; 8 — rote Tone und Sandsteine; 9 — Graugrüne Tone; 10 — Quarzdiorite; 11 — Brüche; 12 — „Einlagerungen“ von Kohlentonschiefern und Kalken; 13 — Entnahmestelle der Proben (s. Abb. 6). A—B Profilinie



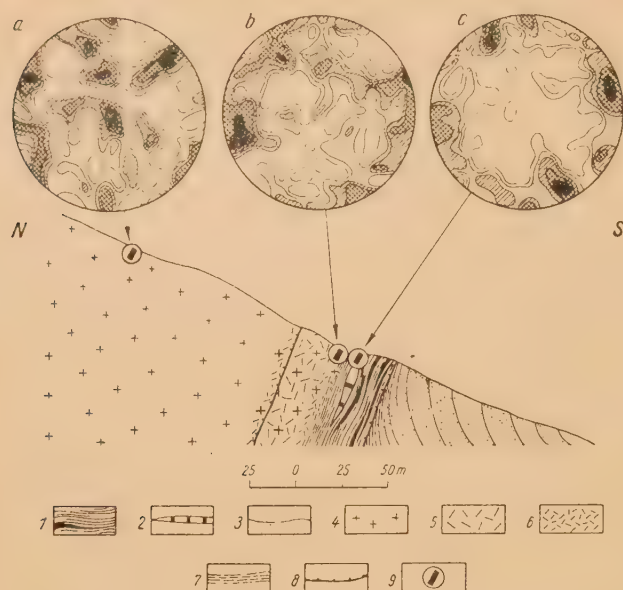


Abb. 6. Strukturschema der tektonischen Grenze zwischen den Quarzdioriten und den mesozoischen Ablagerungen (Profil).

1 — mittelpaläozoische Kohlentonschiefer; 2 — mittelpaläozoische Kalksteine; 3 — mesozoische rote Tone und Sandsteine; 4 — Quarzdiorite; 5 — grobklastische Gesteine; 6 — feinklastische Gesteine; 7 — geschieferte Gesteine; 8 — Gleitspiegel; 9 — Probenentnahmestellen (s. Abb. 5). Oben sind in Projektion auf die Profilebene die Gefügediagramme der Gesteine eingezeichnet. A 200 optische Quarzachsen im Quarzdiorit weit von der Bruchspalte; B dasselbe in der Bruchzone; C 150 optische Achsen von Kalzit im Kalkstein. Besetzungsdichte in allen Diagrammen  $< 0,5 - 1 - 1,5 - 3 - 3 < \%$

zeigen, so daß eine Winkeldiskordanz zwischen ihnen nicht zu erkennen ist.

Aus den angeführten geologischen Beobachtungen ergibt sich, daß die Faltung der mesozoischen Ablagerungen mit den Blockverschiebungen der paläozoischen Gesteine zusammenhängt. Das harte Massiv der Quarzdiorite hat bei seinem Aufstieg, wie es scheint, die mehr plastischen Kohlentonschiefer und Kalke mitgeschleppt. Diese haben auf den Störungen die Rolle eines Schmiermittels gespielt, das das Gleiten der Blöcke erleichterte.

Weitere Angaben über den Bewegungscharakter an den Störungen wurden durch Gefügeuntersuchungen gewonnen. Aus den Quarzdioriten in der südlichen Bruchzone und 100 m von ihr entfernt, sowie aus einer Einlage von mittelpaläozoischem Kalkstein wurden orientierte Proben entnommen und senkrecht zum Streichen der Bruchzone orientierte Schliffe angefertigt. In den Schliffen der Quarzdiorite wurde die Lage von 200 optischen Quarzachsen gemessen, in dem Kalkdünnschliff die Lage von 150 optischen Achsen des Kalzits. Die Ergebnisse der Messungen sind in Abb. 6 in drei Diagrammen dargestellt<sup>1)</sup>.

Wie aus den Diagrammen hervorgeht, läßt sich in den Kalken eine deutliche zonenartige Anordnung der optischen Achsen des Kalzits beobachten, wobei die Achse des Zonengürtels mit der Streichlinie des Bruches zusammenfällt. In den Quarzporphyren der Störungszone zeichnet sich eine im Grunde ähnliche, aber nicht so deutliche Orientierung der optischen Achsen des Quarzes ab. Außerhalb der Störung sind keinerlei Gesetzmäßigkeiten in der räumlichen Lage der zahlreichen Maxima von optischen Quarzachsen zu erkennen.

<sup>1)</sup> Die Diagramme in Abb. 6 wurden mit Hilfe der Projektion auf die obere Halbkugel eines flächentreuen Netzes entworfen.

Daraus folgt, daß die Orientierung der untersuchten Mineralien in der Störungszone durch plastisches Fließen der Gesteine bei den tektonischen Bewegungen herbeigeführt wurde. Wie bekannt, steht die Bewegungsline in der Verwerfungsebene senkrecht auf der Achse des Zonengürtels. Dementsprechend gingen auf den Ostwest-Brüchen die Verschiebungen in der Fallinie vor sich, d. h. als steile Aufschiebungen.

Berücksichtigt man die 700—800 m mächtigen mesozoischen Ablagerungen, sowie Richtung und Zeit der Bewegungen, so ergibt sich, daß die Quarzdiorite im Kern des Horstes um ungefähr 500 m gehoben und die mittelpaläozoischen Tonschiefer und Kalke an den Druckspalten mindestens um 300 m nach oben geschleppt wurden. Der Abstand von der Tagesoberfläche bis zur Diskordanz zwischen dem Mesozoikum und Paläozoikum vor dem Bewegungsbeginn kann auf 700—800 m geschätzt werden. Folglich wurde der Horst in geringer Tiefe gebildet, das gilt auch für die plastische Gesteinsdeformation an der Störung. Diese Folgerung ist darum interessant, weil in gefügekundlichen Arbeiten gewöhnlich Untersuchungsergebnisse an tiefgreifend metamorphosierte Gesteinen, wie an Gneisen, kristallinen Schiefern, Quarziten usw. angeführt werden und angenommen wird, daß tektonisch bedingte Gefügeregelung nur in großen Teufen entstehen kann.

#### Zusammenfassung

Bei der Spezialkartierung eines Erzfeldes beobachtete Verf. eine deutliche Abhängigkeit der Art und Ausbildung von Störungen von der Gesteinszusammensetzung. Die Analyse der Bruchstörungen mit Hilfe von Gefügeuntersuchungen ermöglichte nachstehende Schlußfolgerungen:

1. In den Gebieten mit schwachen metamorphosierten Kalken und Schiefern zeichnen sich die Kalkhügelzüge infolge ihrer relativ größeren Sprödigkeit durch komplizierte Störungssysteme aus.
2. Die Horizonte der plastischen Kohlentonschiefer beeinflussen das Verhalten der Brüche und Spalten. Die großen Störungen laufen oft der Schichtung der Schiefer parallel, die Diagonalbrüche hören in den Schieferhorizonten auf.
3. Die Kohlentonschiefer können sich bei Bewegungen auf den Brüchen zusammen mit den härteren Gesteinen über beträchtliche Entfernungen verschieben.
4. Eine plastische Gesteinsdeformation, die eine gesetzmäßige Orientierung der Minerale herbeiführt, kann in einigen hundert Metern Tiefe unter der Erdoberfläche stattfinden.
5. Die großen Bruchstörungen des untersuchten Gebietes sind schon im Jungpaläozoikum angelegt worden. Auf ihnen erfolgten wiederholt Bewegungen, die bis zum Tertiär andauern.

#### Institut für Sedimentologie in Reading

Die Shell Petroleum-Gesellschaft hat eine Summe von 20000 Pfund Sterling zur Verfügung gestellt, um an der Universität von Reading ein Sedimentologisches-Institut im Rahmen der Geologischen Fakultät aufzubauen. Man ist in Kreisen des Shellkonzerns der Ansicht, daß mehr als drei Viertel der industriell auswertbaren mineralischen Rohstoffe, darunter vor allem Kohle und Öle, aus Sedimentgesteinen stammen, und daß es daher dringend notwendig ist, die Grundlagenforschung auf dem Gebiet der Sedimentologie zu erweitern.



# Petrographische Grundlagen für die geologische Kartierung

Von A. SCHÜLLER, Berlin

## 1.

Der kartierende Geologe hat zunächst die Aufgabe, Gesteine nach ihrem Alter und nach ihrer Art zu bestimmen, ihre Areale abzustecken und deren Grenzen genauestens festzulegen.

Das Alter und damit die Zeitfolge der Gesteine erkennt er aus dem Fossilinhalt. Hierzu bedarf er paläontologischer Kenntnisse und der Hilfe des Paläontologen. Sobald einzelne Schichten durch Fossilien stratigraphisch belegt sind, erschließt der Geologe das Alter und die Schichtfolge vielfach indirekt aus den Lagerungsverhältnissen. In Zukunft wird diese relative, biologisch-chronologische Methode wahrscheinlich durch die physikalische, absolute Altersbestimmung mittels radioaktiver Elemente oder der Isotopenverhältnisse weitgehend ersetzt werden. Diese neuen Methoden gestatten direkte Angaben in Jahrtausenden nicht nur von Sedimentgesteinen, sondern auch von Magmatiten und Metamorphiten. Die Paläontologie wird dann ausschließlich Wissensgebiet der biologischen Stammesgeschichte sein und nicht mehr Hilfswissenschaft und Grundlage der Geologie.

Um die Art der Gesteine zu erkennen, bedarf der Geologe Kenntnisse der Petrographie und der Hilfe des Mineralogen. Obwohl die geologischen Karten Darstellungen zeitgleicher Bildungen sind, d. h. Karten der geologischen Formationen, also eigentlich historische Karten der Erdentwicklung, werden sie in der Praxis vorwiegend auf Grund der Betrachtung der Gesteine, also als petrographische Karten aufgenommen.

Wer die Grundlagen kritisch betrachtet, die die heutige Petrographie dem Geologen für diese grundlegende Arbeit bietet, muß bekennen, daß diese recht antiquiert und wenig exakt sind. Die Weltliteratur verfügt nur über zwei Werke, die den Anspruch erheben können, die quantitativen Unterlagen einer systematischen Petrographie zu liefern. Die ersten vollständigen exakten Daten hat E. TRÖGER 1935 und 1938 in seinem Nomenklatur-Kompodium erarbeitet. Es ist ein unentbehrliches Hilfsmittel jedes praktisch arbeitenden Petrographen, jedoch nur auf dem Gebiet der magmatischen Gesteine. Verschiedene Autoren haben bei Spezialuntersuchungen diese Daten verbessert und neue Vorschläge für die Klassifizierung unterbreitet. Ein zweites grundlegendes Werk der quantitativen Petrographie hat A. JOHANNSEN 1934–1940 in 4 Bänden veröffentlicht. Hier sind in sorgfältiger Weise die magmatischen Gesteine beschrieben, die gemessenen Mineralbestände und chemischen Analysen gesammelt. Die Gesteinsnamen werden eingehend diskutiert und klargestellt. Durch diese beiden Werke ist die alte, lediglich beschreibende Petrographie der Klassiker abgeschlossen und die Basis für eine neue, quantitative Petrographie geschaffen worden. Dieses trifft jedoch nur für die magmatischen Gesteine zu; für die sedimentären Gesteine und noch weniger für die metamorphen Gesteine ist weder in qualitativer noch in quantitativer Hinsicht ein solcher Zustand erreicht. Es gilt daher, bei einer geologischen Neuaufnahme unser Wissen zu vermehren, und zwar durch exakte Messungen des Mineralbestandes unter

dem Mikroskop und durch chemische Analysen derart bekannten Materials. Durch das neue Verfahren der quantitativen Vermessung von Dünnschliffen mit dem Punktzähler nach der Methode von GLAGOLEW (vgl. LAMPRECHT, Geologie 3 (1954), 1085)) und CHAYES (1956) ist jeder Petrograph instand gesetzt, seine Gesteinsuntersuchung und Gesteinsbenennung auf exakte Grundlagen zu stellen.

Die Staatliche Geologische Kommission wird dank der billigen Neukonstruktion eines Punktzählers durch Dipl.-Geol. KNAUER und Mechanikermeister HENNIG (Z. angew. Geol., H. 2, 1957,) bald in der Lage sein, alle Geologischen Dienste mit einem solchen, schnell arbeitenden Integrationstisch auszurüsten.

Bei der Neubenennung oder Bestimmung eines Gesteins sind drei Grundsätze der Petrographie zu beachten, die aus den Erfahrungen der letzten hundert Jahre erwachsen sind, die aber leider nur bei einem Teil der petrographischen Veröffentlichungen eingehalten werden. Ein Gestein wird benannt auf Grund

1. seines Chemismus,
2. seines Mineralbestandes,
3. seines Gefüges.

Keine Gesichtspunkte für die Benennung eines Gesteins sind sein geologisches Alter, verschiedene Genese, die Korngröße, die Mengenverhältnisse der hellen und dunklen Minerale, Farbe, Erhaltungszustand. Begriffe wie „Diabas“ oder gar „Mesodiabas“ sind daher in der modernen Petrographie und bei einer modernen geologischen Kartierung nicht mehr verwendbar. Unter „Diabasen“ werden auch heute noch „Grünsteine“ verstanden, die entweder glasreiche Feldspatbasalte, glasarme Feldspatbasalte, „vergrünte Ergußäquivalente der Diorite“ (TRÖGER 1954), Keratophyre, vergrünte Basalttuffe oder gar Amphibolite darstellen. Im Vogtland und im Harz sind auch Alkalibasalte in der Mineralfazies der Grünsteine als „Diabase“ bezeichnet worden. „Diabas“ kann daher nur als vorläufige geologische Geländebezeichnung gelten. Diese Bezeichnung hat denselben geringen Wert, als wenn der Paläontologe in einer Schicht „Ammoniten“ oder „Goniaten“ registrieren wollte. In England wird der Begriff „Diabas“ im anderen Sinne als in Deutschland verwendet. Die gesamte übrige Welt bezeichnet die Gesteine in der Nomenklatur der petrographischen Systematik und verwendet das Alter nicht als Bestimmungsmerkmal. Aus diesem Grunde habe ich s. Z. die Porphyrite von Dobrilug als „Paläoandesite“ bezeichnet. Noch weniger kann die Farbe eines Gesteins ausschlaggebend bei der Benennung sein. Ein Porphyr braucht also nicht unbedingt rot auszusehen. Ein Melaphyr ist nicht unbedingt braunviolett gefärbt; auch die Umwandlung in roten Iddingsit ist selbst im Rotliegenden nur lokal verbreitet. Die Melaphyre sind i. a. bei uns iddingsitführende Olivin-Feldspat-Basalte. Auf Grund des Chemismus allein, ohne Festlegung des Mineralbestandes, wie dies P. NIGGLI (1924) leider in einigen Fällen (z. B. Engadinit) getan hat, kann kein Gestein so definiert werden, daß ein zweiter Bearbeiter den „richtigen“ Namen findet.



Tabelle 1

Klassifikation, Benennung und Grenzen der Kalkalkaligesteine nach der Plagioklasreihe\*  
(Orthoklasgesteine und Foidgesteine fehlen demgemäß)

Gefüge	Mineralbestand	Ab	Olig	And	Labr	Byt	An
			+ Bi	+ Hbl	+ Py	+ Ol	
Körnige Tiefengesteine (Plutonite)	0% An → Albitite „Aplite“	10	30	50	70	90	100
		Granit	Diorit	Gabbro	Eukrit	Anorthosit	
Glasführende Ergußgesteine (Vulkanite)	fehlen	(Porphyry) (Liparit) Rhyolith	Andesit Dazit	Feldspatbasalte	Anorthitbasalte	fehlen	

\*) Abkürzungsverzeichniss S. 223

Benennung und Klassifikation der Gesteine kann nur auf quantitativ-mineralogischer Basis erfolgen (K. H. SCHEUMANN, 1925). Hauptkoordinaten sind die Plagioklasreihe und die Alkalifeldspate oder Feldspatvertreter, nicht die Mafite, mit Ausnahme des Olivins (Tabelle 1).

Grundsätzlich muß bei den magmatischen Gesteinen die Klassifizierung nach dem Plagioklasgehalt bevorzugt werden. Die Plagioklas sind die optisch und chemisch am besten untersuchte und bestimmbare Mineralgruppe, die in allen magmatischen Gesteinen eine entscheidende Rolle spielt. Ihre Bildungsbereiche sind physikalisch-chemisch genauestens festgelegt. Dieses Prinzip muß auch festgehalten werden bei der Benennung der hornblende- und pyroxenführenden Gesteine, bei der Abgrenzung von Diorit, Gabbro und den basischen Feldspatbasalten; denn die mafischen Minerale sind auch heute noch optisch und chemisch ungenau bekannt und mit den üblichen optischen Methoden nicht exakt bestimmbar. Es sollte daher die Benennung und Klassifizierung der basischen Gesteine nach ihrem Gehalt an dunklen Mineralen nicht fortgeführt werden, wie es in Amerika und Indien z. T. geschieht. Lediglich das

Auftreten oder Fehlen von Olivin bleibt zu beachten. Nach diesen Prinzipien ist die „Übersicht über die wichtigsten magmatischen Gesteine“ (Tab. 3) und der „Schlüssel zur Bestimmung magmatischer Gesteine“ (Tab. 2) aufgebaut. Sie können als erste Hilfe bei der Bestimmung von Gesteinen benutzt werden.

Nach meinen Erfahrungen hat es sich als zweckmäßig erwiesen, stets zwei sehr augenfällige Erscheinungen der Gesteine quantitativ zu ermitteln und als *Zusatzbestimmungen* dem Gesteinsnamen anzuhängen. Es sind dieses:

- 1. die Korngröße (Kz);
- 2. die Farbzahl (Fz), d. h. das Verhältnis zwischen hellen und dunklen Mineralien bzw. zwischen felsischen und mafischen Mineralien („colour-ratio“ n. SHAND, NIGGLI u. a.).

Die Farbzahl ist im Kompendium von TRÖGER bereits für alle bekannten magmatischen Gesteine aufgeführt<sup>1)</sup>. Eine quantitative und im Gelände durch-

<sup>1)</sup> Die Einteilung nach dem Farbindex bei CHAYES (0–20% Mafite) (1956) ist ein beschreibendes und kein klassifikatorisches Hauptprinzip. Es gibt Granite, die sog. „Einschlüsse“, die mehr als 60% Biotit enthalten. Allein auf Grund der Mengenverhältnisse können sie nicht als besonderes Gestein aufgefaßt werden.

Tabelle 2 Schlüssel zur Übersicht über die wichtigeren magmalischen Gesteine  
[A. SCHÜLLER 1956]

Kalk-Alkali-Gesteine	Eukristallin (körnige)		Dyskristallin (glasführende)	Hauptbestandteile
	Tiefengesteine (Plutonite)	hypabyssische Gesteine	Ergußgesteine (Vulkanite)	
	Dunit Lherzololith	Kimberlit	Meimechit	Nur 1 Hauptmineral Ol, Py, Hbl, Pl (An 50–100)
	Anorthosit Allivalit Eukrit Tilait	„Koswinskyt“	Anorthitbasalt Hawait	Anorthit Bytownit
	Gabbro Norit Olingabbro Troktolith Labradorit	Beerbachit Camptonit Dolerit „Diabas“ Proterobas	Tholeit Monchiquit Feldspatbasalt „Plateaubasalte“	Labradorit
	Diorit Mangerit (?) Monzonit Tonalit	Spessartit Monzonitporphyr Kersantit	Andesit (Porphyrit) Doréit Latit Dacit	Andesin
	Trondhjemit Granodiorit Adamellit Granit Engadininit (?) Alaskit	Granodioritporphyr  Granitporphyr	Rhyodacit Dellenit Liparit „Obsidian“	Oligoklas  Albit



Alkali-Gesteine	Eukristallin (körnige)		Dyskristallin (glasführende)		Hauptbestandteile	
	Tiefengesteine (Plutonite)	hypabyssische Gesteine	Ergußgesteine (Vulkanite)			
	Alkaligranit Rockallit	Paisanit Grorudit	Comendit Pantellerit		Alk-Feldspat + Alk-Hbl, Alk-Py	
	Syenit Syenodiorit	Vogesit Minette Bostonit	Trachyt „Orthophyr“		K-Feldspat + Plagioklas Hbl, Bi	
	Alkalisyenite: Larvikit Nordmarkit	Sölvbergit	Keratophyr Rhombenporphyr		Alk-Feldspat + Plagioklas Alk-Hbl, Alk-Py	
	Nephelinsyenite: Foyait Shonkinit Lardallit	Tinguait	Phonolith Leucitphonolith Leucitophyre		Alk-Feldspat + Foide (Ne, Lc) Alk-Hbl, Alk-Py	
	„Alkaligabbrogruppe“:		Alkali-Basalte	Trachybasalte		Foide + Plag + Alk-Feldspat
	Theralith Sommaith	Glenmuirit		Tephrit      Basanite Vesuvit		Pl + Nephelin
	Essexit	Teschenit Crinanit		Nephe-      Nephelin- linit      basalt		Nephelin
	Ijolith Jacupirangit Melteigit	Ne-Dolerit Fasinit		Leucitit      Leucit- basalt		Leucit
Italit	Missourit	Melilith-      Melilith- nephelinit      basalt Vesecit Modlibovit		Melilith		
Turjait	Alnöit					

Erklärungen zu den Abkürzungen auf S. 222—225

A	A.-Amphibol	Alkali-amphibol	D	Dial	Diallag	Mgt	Magnetit	Pl	Plagioklas
Ab		Albit				Mi	Mikroclin	Py	Pyroxen
A.-Feldspat		Alkalifeldspat	E	Erz		Mip	Mikroperthit	Q	Quarz
Afs		Alkalifeldspat	En	Enstatit		Mont	Monticellit	Q	
Äg		Ägirin	G			N		R	Riebeckit
A.-Hbl		Alkalihornblende	Gl	Glimmer		Na-Or	Natronorthoklas	Rieb	
A.-Hornblende		Alkalihornblende				Na.-Orthoklas	Natronorthoklas		
An		Anorthit				NaSa	Natronsanidin		
Anc		Analcim	H			Ne	Nephelin	S	Sanidin
Ap		Apatit	Hbl	Hornblende		Nos	Nosean	Sa	Sodalith
Apy		Alkalipyroxen	Hy	Hypersthen		O		Sod	Sodalith-Hauyn
A.-Pyroxen		Alkalipyroxen	L			Ol	Olivin	Spi	Spinell
B			Lab	Labradorit		Or	Orthoklas	T	Titanautit
Bark		Barkevikit	Las	Lasurit		Ormip	Orthoklas-Mikroperthit	Ti-Augit	Titanautit
Bi		Biotit	Lc	Leucit		P		TiMgt	Titanomagnetit
C			Lep	Lepidolith		Per	Perthit	TiPy	Titanopyroxen
Chl		Chlorit	M			Pig	Pigeonit	Tit	Titanit
Coss		Cossyrit	Me	Melilith					

+ = vorhanden, diagnostisch wichtig    — = Nichtvorhandensein diagnostisch wichtig

föhrbare Ermittlung der Farbzahl haben NIGGLI (1931) und SHAND (1950, S. 235) ausgearbeitet. Meines Erachtens ist es gerechtfertigt, sich auf folgendes Schema zu einigen (Tab. 4):

Eine zweckmäßige Korngrößengliederung der Festgesteine verdanken wir O. TEUSCHER (1933), die er anläßlich seiner Untersuchung einiger erzgebirgischer Granite unter der Leitung von K. H. SCHEUMANN ausgearbeitet hat und die auch P. NIGGLI in seinem letzten Werk (1948) empfiehlt (Tab. 5). Sie ist für unsere künftige Arbeit zu benutzen. Man schätzt mit bloßem Auge für körnige oder einsprenglingsreiche Gesteine den mittleren Durchmesser der Körner ab; unter dem Mikroskop ermittelt man die Kornzahl pro cm<sup>2</sup>, so daß eine exakte Bezeichnung der Korngröße leicht möglich ist.

Ein „Lausitzer Granit“ von Demitz-Thumitz nach E. SCHÜRMANN und E. NIGGLI (1955) erfährt demnach folgende exakte petrographische Beschreibung:

Chemische Analyse		Modaler (gemessener) Mineralbestand in %	
SiO <sub>2</sub>	68,74	Q	26,0
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14,70	Or	11,4
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,24	Pl	44,8
FeO	3,30	Bl	17,3
MnO	0,05	Acc	0,5
MgO	1,23	Zusatzbestimmung:	
CaO	3,23		
Na <sub>2</sub> O	2,96	Fz 18 leukokrat	
K <sub>2</sub> O	4,60	Kz 70 (über-)mm-körnig, mittelkörnig	
H <sub>2</sub> O +	0,18	Name: leukokrater, mittelkörniger Granodiorit	
H <sub>2</sub> O —	0,09		
TiO <sub>2</sub>	0,71		
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,31		

Schwieriger als hier dargelegt ist die Nomenklatur und Klassifikation nahe verwandter Typen.



Tabelle 3

Übersicht über die wichtigeren magmatischen Gesteine  
[A. SCHÜLLER 1956]

	Eukristallin (körnige) Tiefengesteine (Plutonite)	hypabyssische Gesteine	Dyskristallin (glasführende) Ergußgesteine (Vulkanite)	Hauptbestandteile
Kalk-Alkali-Gesteine	Dunit Ol „Peridotit“ Lherzolit Ol, Br, Diall	Kimberlit Ol, Bi Pikrit Ol, Py (Pl)	Meimechit Ol, Glas	Nur 1 Hauptmineral: Olivin, Pyroxen, Hornblende, Plagioklas (An 50–100)
	Anorthosit Pl An > 80, Py Allivalit Pl An > 80, Ol, Py Eukrit Pl An 80, Py, (Dial), Hy, Ol Tilait Pl An 80, Diop, Ol, $\pm$ Hy	„Koswinskyt“ Pl An 90, Hbl	Anorthitbasalt Pl An 85, Py, Ol, Glas  Hawait Ol, Py, Pl (Bytownit) Grundmasse: Ol, Pig, Pl (Lab) („Ozeanit“)	Plagioklas (90–100) (An 70–90) Olivin, Pyroxen, Orthopyroxen
	Gabbro Pl An 60, Dial, Hy, ( $\pm$ Ol, (Hbl) Norit Pl An 70, En, Bi, (Q), (Hbl) Olivingabbro Pl An 60, Dial, (Py), Ol, (Bi, Or) Troktolith Pl An > 55, Ol, (Py + Hy), (Hbl, Bi, Spi) Labradorit Pl An 50, (Py), (Ol), Hy	Beerbachit Pl An 70, Py $\cong$ Hy, Hbl Camptonit Pl An 65, + Or, Ti Py, Bark $\pm$ Bi, Ol  Dolerit Pl An 60, Ol, Py („Diabas“) Proterobas Pl An 60, Py, Hbl	Tholeit („Tholeit-Basalt“) Pl An 60, Py, (-Ol), Glas Monchiquit Pl An 60, Bark, Ol, Glas Ti Py (-Pl) Feldspatbasalt („Ol-Basalt“) Pl An 60, Py, Ol, ( $\pm$ Ne) (Melaphyr) („Diabas“) („Plateaubasalte“)	Plagioklas (An 50–70) Pyroxen, Orthopyroxen Olivin (Biotit) (Orthoklas) (Quarz)
	Diorit Pl, ( $\pm$ Or), Hbl, Bi, (Py), $\pm$ Q Mangerit Pl > > Or, Mip, Py, (Hy), $\pm$ Q, Bi, Hbl (Gröbait, leuko.) An 30–50 Monzonit Pl > = Or, Py, (Hy), (Hbl), Bi Syenodiorite Tonalit Pl An > 36, (-Or), Bi, Hbl, Q	Spessartit Pl, (-Or), Hbl  Monzonitporphyre Pl, Hbl, Na-Or, (Py), -Q Grundmasse: Pl < Or, Py  Kersantit Pl, (-Or), Bi, Py, Q	Andesit (Porphyrit) Pl An > 30, Hbl, (-Q), Py (Glas) Trachyandesite: Doréit Pl > = Na-Sa, Py, Ol (Trid) Sancytit (-Ol) (> 10% Trid) Lafit Pl > = Sa, Bi, Py, Hbl, ( $\pm$ Q) Vulsinit Or > = Pl An 50, Py Dacit Pl An 35, ( $\pm$ Or), Hbl, Bi, Q (Glas) Weiselbergit („Aug.-Dacit-Pechstein“)	Plagioklas (An 30–50), (60), Hornblende, Biotit, (Epidot)  Orthoklas, Sanidin, Mikro- perthit  Diopsid Hypersthen  + Quarz
	Trondhjemit (-Or), Pl, Bi Granodiorit Pl > Or, Q, Bi Adamellit Or = Pl, Q, Bi Granit Or > Pl, Q, Bi Engadinit Or > Pl, Bi, (-Q) Alaskit Or, (-Pl), Q, Bi	Granodioritporphyr  Granitporphyr	Rhyodacit Pl > Or Dellenit Pl (60), Hy, Gl  Liparit Or > Pl  „Obsidian“	Plagioklas (An 10–30) Orthoklas, Quarz, Biotit, (Hornblende), (Pyroxen)  Plagioklas (An 0–30) Orthoklas, Quarz, Biotit
	Alkaligranite Afs, Bi, Q Rockallit Asf, Äg, Q	Paisanit Afs, Rieb Grorudit Afs, Q, Äg	Comendit Afs, Q, AHbl (Coss.) Pantellerit Afs, Q, APy, (Äg) Q-Keratophyr Ab, Chl	A.-Feldspat, Quarz, A.-Hornblende, A.-Pyroxen, Biotit
Alkali-Gesteine	Syenit („Plauenit“) Na Or > = Pl An 25, Hbl, Py, Q, Tit Syenodiorite Or < Pl An 20–50, Hbl, Py	Vogesit Or > Pl An 50, Hbl, (Py), Ol Minette Or > Pl An 30, Bi, Py, (Ol) Bostonit („Syenitaplit“) Mi < Ab, Py	Trachyt Sa, Pl An 20, Diop, Bi „Orthophyr“ Or > Ab, Py, Q, Glas	Kalifeldspat, Plagioklas (An 20–50) Hornblende, Biotit, (+ Quarz), (Pyroxen), Olivin, Titanit
	Alkalisyenite: Larvikit (+ Pl) Afs, Olig-Antipert, Py, Bark Nordmarkit (-Pl) Mip, Apy, A. – Hbl, Bi, (Q?)	Sölvbergit Mi, Ab, Äg, (Q?), (Bi)	Trachyandesite Alkalitrachyte: Keratophyr Ab, Mip, Äg, Chl  Rhombenporphyr An, Afs, Py, (Äg, Bi), (Ol)	A.-Feldspat, (An 0–20) Plagioklas A.-Amphibol, A.-Pyroxen, Biotit, (-Quarz)
	Nephelinsyenite Foyait Ornip, Ne, Hauyn, Äg, Tit Shonkinit Tipy, Or, Ol, Ne, E, Ap, Bi Lardalit („Na-Larvikit“) Ne, Ab, Lep, Py, Sod	Tinguait Afs, Ne, Äg, Bi	Phonolith Sa, Ne, Äg, Sod-Hauyn Leucitphonolith trachytoide – nephelinitoide Leucitophyre Sc, Anc, Ne, Le (Akfs)	A.-Feldspat, (Albit), (Oligoklas) Nephelin, Leucit, A.-Am- phibol, A.-Pyroxen, (Ägin), Sodalith, Analcim, Melanit, Perowskit



Eukristallin (körnige)		Dyskristallin (glasführende)		Hauptbestandteile
Tiefengesteine (Plutonite)	hypabyssische Gesteine	Ergußgesteine (Vulkanite)		
„Alkaligabbrogruppe“				
Theralith Ti Py, Pl An 60, Na Sa, Ne, Bark, Bi, E  Sommaith Sa, Py, Pl An 70, Lc, (Ol), (Bi)	Glenmuirit Pl An 60, Ti Py, Anc, Ol, (Afs)	Trachybasalte Vicoit Lc, Na Sa, Pl An 65, Py, Ol Orvietit Pl An 60, Sa, Lc, Py, (-Ol)		Plagioklas + A.-Feldspat, Nephel.), Augit, Hornblende, (Olivin), (Analcim), (Leucit)
Essexit Pl An 50, Hbl, Ti Py, Ol, (Sa), (Anc), (Ne)	(-Ol) Teschelit Pl An 70, Anc, Ti Py (Bark) (+ Ol) Crinanit Pl An 50, Ti Py, Ol, (Anc)	(-Ol) Tephrite Pl An 60, Ti Py, Ne, (Sa) Ordanchit Pl, Py, Hauyn, (Ol) Vesuvit Lc, Py, Pl An 70, (Ol), Ne	(+Ol) Basanite Pl An 65, (Sa), Ti Py, Ne, Lc, Anc, Ol	Plagioklas + Nephelin, Ti-Augit, Sanidin, Leucit, Analcim, Nosean, (± Ol)
Ijolith Ne, Äg, (Afs, Ti)  Melteigit Äg, Ne, (Bi, Me . . .) Jacupirangit Ti Py, Ti Mgt, Ne	Ne-Dolerit Ne, Py, (-Ol), (Pl?), (± Glas)  Fasinit Ti Py, Ne (Bi, Ol), (Sa)	(-Ol) Nephelinit Ti Py, Ne, Hauyn; E, Ol, Glas  Nosean- Leucitophyr Lc, (± Sa), Äg, Ne, Nos, Melanit	(+ Ol) Nephelin- basalt Ne, Ti Py, Ol, (Pl?), E, . . . Hauyn, Glas Ankaratrit Ti Py, Ne, Ol, (Pl?), Bi	Nephelin, Ägirin, Augit, Hauyn, ± Olivin, Melilith, ± Sanidin
Italit Lc, Äg, (Hauyn, Ne) (Melanit, Bi)	Missourit Diop, Lc, Ol, (Anc, Bi, E) Fergusit ps.-Lc, Diop (E, Ol)	(-Ol) Leucitit Py, Lc, (Ne, Pl An 90), (Me, Ol, E)	(+ Ol) Leucitbasalt Ti Py, Lc, Ne, Sod, Ol	Leucit, Augit, ± Olivin, Biotit, ± Sanidin
Turjait Me, Bi, Ne (Mgt, Per, Melanit)	Alnöit Me, Bi, Py, (Ol, E, Ne)	(-Ol) Melilith- nephelinit Ne, Ti Py, Me  Vesecit, (Mont.-Polzenit) Me, Ol, Ne + Mont, Hauyn Modlibovit (Bi.-Polzenit) Me, Ol, Bi, Las + Ne	(+ Ol) Melilithbasalt Me, Ol, Py, (Ne)	Melilith, ± A.-Pyroxen, Nephelin, Perowskit, Melanit, Biotit

Tabelle 4 Fz = Volumenanteil der dunklen Gemengteile

Nach P. NIGGLI 1931, Tab. 4, 317, verändert

$\frac{1}{8}$ Klassifikation							
nach CIPW und P. NIGGLI. „Colour ratio“, „Farbindex“							
$\frac{1}{4}$		$\frac{1}{2}$		$\frac{3}{4}$			
25%		50%		75%			
12%		37,5%		62,5%			
$\frac{0-1}{8}$	$\frac{1-2}{8}$	$\frac{2-3}{8}$	$\frac{3-4}{8}$	$\frac{4-5}{8}$	$\frac{5-6}{8}$	$\frac{6-7}{8}$	$\frac{7-8}{8}$
holo bzw. ultra							holo bzw. ultra
leukokrat		mesotyp		melanokrat		hypermelano- krat	
„leukokrat“		50%		„melanokrat“			

Eine ausgezeichnete Arbeitsmethode zur Ermittlung sinnvoller Grenzen ist die übliche graphische Darstellung im gleichseitigen Dreieck, wie sie seit OSANN allgemein verwendet wird (vgl. K. H. SCHEUMANN 1925). F. CHAYES (1957) hat in einer Studie die Grenzen innerhalb der Granitgruppe überprüft. Er gelangt zu folgender Einteilung der Granite (Abb. 1) nach dem Verhältnis Plagioklas : Alkalifeldspat (Orthoklas) mit Hilfe des Dreiecks Quarz-Plagioklas(P)-Alkalifeldspat(A) bzw. im Tetraeder zusätzlich mit Biotit als Koordinate:

Granit

- I. Einfeldspat-Granite  
IP — Trondhjemit A : P = 1/9  
IA — ? A : P = 9/1
- II. Zweiefeldspat-Granite  
IIP — Granodiorit A : P = 1/9  
II\* — Adamellit A : P = 1/2  
IIA — ? A : P = 2/1  
A : P = 9/1.

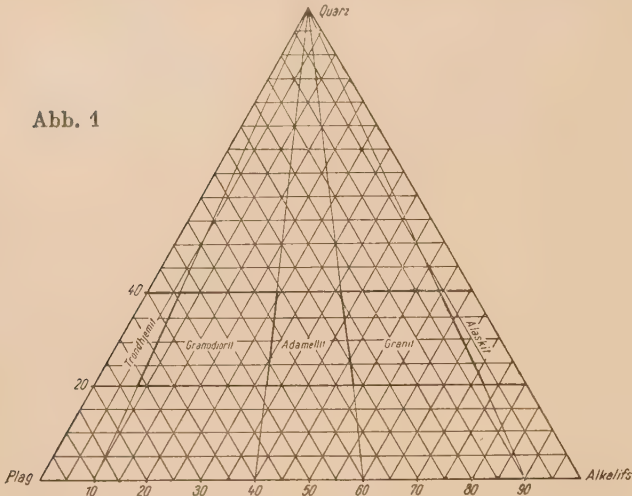
Diese entspricht weitgehend meiner Klassifikation (Tab. 2, 3), wie ich sie seit Jahren in der Vorlesung an der Humboldt-Universität benutze, die das System von CHAYES weiterhin vervollständigt, nämlich:

- Granitgruppe
- I. Einfeldspat-Granite  
Trondhjemit  
Alaskit (Rapakivigranite)
- II. Zweiefeldspat-Granite  
Granodiorit  
Adamellit  
Granit

Die von F. CHAYES festgelegten Grenzen bedürfen meines Erachtens einer Verbesserung im Feld II+, im Gebiet der Adamellite. Nach der Statistik von CHAYES sind die Adamellite, diese seltene und schlecht definierte Gruppe, ausgerechnet am häufigsten. Legt man



Nomenklatur und Klassifikation der Granitgruppe



aber die Grenzen nicht bei 33% und 66%, sondern bei 40% (2/3) und 60% (3/2), so wird, ganz entsprechend der bisherigen Erfahrung, das Feld der Granite mit etwa gleichviel oder etwas weniger Punkten belegt sein als das Feld der Granodiorite (Abb. 1). F. CHAYES hat zu den Graniten lediglich Gesteine gerechnet mit 20 bis 40% Quarzgehalt. Zweifellos decken diese quantitativen Verhältnisse das Gebiet der Granite im wesentlichen. Jedoch gibt es auch quarzarme Granite — wie die Engadinite —, die nahezu quarzfrei sein können. Der An-Gehalt ihrer Plagioklase hat „granitische“ Zusammensetzung; demnach muß man die Engadinite der Granitgruppe zuordnen. Verf. stimmt mit F. CHAYES überein, daß es auf Grund dieser dargelegten petrographisch notwendigen Prinzipien möglich und leicht ist, die Tonalite, Quarzdiorite, Quarzmonzonite und Hornblende-Granite nicht mit den Graniten zu vermengen.

Wesentlich schwieriger als bei körnigen Tiefengesteinen sind die „5 petrographischen Prinzipien“ bei der Bezeichnung der diskristallinen, vulkanischen Gesteine anzuwenden. Über die Vulkanite hat neuerdings A. RITTMANN für den Catalogue of Volcanoes (1952) eine vorzügliche Studie zur Bestimmung veröffentlicht. Es ist eine altbekannte und neuerdings vielfach quantitativ beschriebene Erscheinung, daß die Vulkanite eine andere Zusammensetzung ihrer Feldspateinsprenglinge besitzen, als dem Gesamtchemismus des Gesteins entspricht. Meistens, aber nicht immer, sind die Feld-

spateinsprenglinge basischer als der Gesamtchemismus. Zum Beispiel besitzen viele Andesite mit Andesin als Einsprengling einen Gesamtchemismus von Daziten oder Rhyodaziten. Es ist daher nicht zu umgehen, daß für eine richtige Bestimmung vulkanischer Gesteine eine chemische Analyse angefertigt wird. Benennt man ein vulkanisches Gestein allein auf Grund seiner Einsprenglinge (Phenocrysten), so sollte nach einem Vorschlag von P. NIGGLI, dem sich A. RITTMANN anschließt, stets die Vorsilbe „Pheno“ zugesetzt werden, z. B. „Phenoandesit“. Erscheint ein Einsprengling besonderer Art oder in besonders großen Mengen, so ist es zweckmäßig, dieses im Gesteinsnamen auszudrücken, z. B. „Olivinbasalt“, „Quarzbasalt“. Gerade bei vulkanischen Gesteinen empfiehlt es sich, als „Zusatzbestimmungen“

1. Korngröße der Einsprenglinge bzw. die Kornzahl ( $Kz/cm^2$ )
2. Verhältnis zwischen dunklen und hellen Gemengteilen, die sog. Farbzahl (Fz)

mikroskopisch zu ermitteln. Die von A. RITTMANN gebrauchte, sehr grobe Einteilung in „hell“ und „dunkel“ kann besser durch die oben aufgeführte detaillierte Gliederung vervollständigt werden. Soviel aus der Arbeit von A. RITTMANN hervorgeht, erkennt auch er die fünf von mir aufgeführten petrographischen Prinzipien für die Nomenklatur an. Die Farbzahl ( $M = \% \text{ Mafite}$ ) bewertet er als Unterprinzip in der Benennung der vulkanischen Gesteine. Auch A. RITTMANN benutzt auf Grund der wichtigen Vorarbeiten von P. NIGGLI und E. TRÖGER bei der Abgrenzung der vulkanischen Gesteine das Quarz(Q)-Alkalifeldspat(A)-Plagioklas(C)-Dreieck, das für die unterkieselten Gesteine um das Dreieck Alkalifeldspat-Plagioklas-Feldspatvertreter(F) (Foide) zu erweitern ist, und gelangt zu folgenden Gruppen: Abb. 2 u. 3, die durch Tabelle 6 erläutert werden.

Alle von A. RITTMANN aufgeführten Gesteine (Tab. 6) sind auch in Tabelle 2 und 3 mit wenigen Ausnahmen enthalten. Für eine geologische Kartierung ist die Systematik von A. RITTMANN schon zu weitgehend detailliert. Immerhin kommt in der Übereinstimmung ein erfreulicher und gemeinsamer Zug der modernen Petrographie zum Ausdruck, sich auf exakte quantitative und für alle meßbare Daten zu stützen. Die Mode um die Jahrhundertwende, auf Grund des Augenscheins möglichst viele neue Namen zu prägen, ist glücklicherweise als Irrweg erkannt, zumal die Zeiten der „Entdeckung“ neuer Gesteine im wesentlichen überlebt sind.

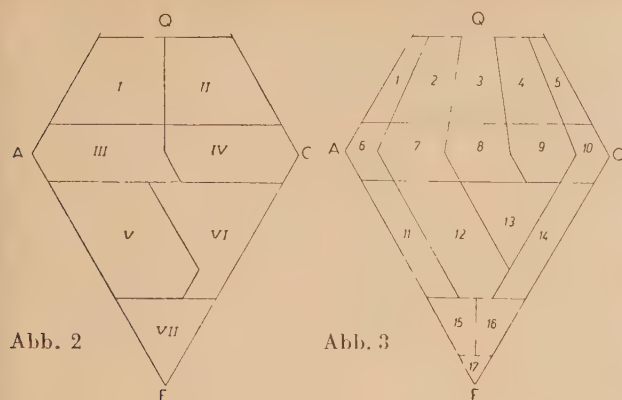
Tabelle 5

Korngrößen-Bestimmung

(Grenzraster spezifischer Kornzahlen nach der Dezimalgliederung) „Rastermethode“ n. O. TEUSCHER (1933), ergänzt  
Spezifische Kornzahl =  $Kz$  = Zahl der Körner/ $1\text{ cm}^2$  Fläche

	Spezifische Kornzahl = $Kz$ pro $\text{cm}^2$ der Grenzraster	Spezifische Kornzahl = $Kz$ pro $\text{cm}^2$	Durchmesser Korn- durchmesser in mm	Kornbezeichnung	Klassenbezeichnung	Grenzwerte
	1	weniger als 1	33 – 10	sehr grobkörnig	(über) cm-körnig	
a) Grenzraster I	10	1 – 10	10 – 3,3	grobkörnig	(über) mm-körnig	1 cm
b) Grenzraster II	100	10 – 100	3,3 – 1	mittelnkörnig		1/2 cm
c) Grenzraster III	1000	100 – 1000	1 – 0,33	kleinkörnig	(über) dmm-körnig	1 mm
d) Grenzraster IV	10000	1000 – 10000	0,33 – 0,1	feinkörnig		1/3 mm
		> 10000 – 1 Mi	0,1 – 0,01	sehr feinkörnig (dicht)	cmm-körnig	0,1 mm = 100 $\mu$
		> 1000000	0,01 – 0,001	mikrokristallin (dicht)	mikronkörnig	0,01 mm = 10 $\mu$
			< 1 $\mu$ = 0,001	submikroskopisch	dezimikronkörnig	1 $\mu$





Insbesondere bedürfen die ungewöhnlich zahlreichen Gesteinsnamen von LACROIX einer gründlichen und radikalen Überprüfung. Es ist zu hoffen, daß E. TRÖGER bei der Neuauflage seines Kompendiums diesen Tatsachen bereits Rechnung trägt. In den meisten Fällen ist es sowohl für die wissenschaftliche Erkenntnis als auch für die praktische geologische Aufnahme belanglos, lokale Variationen, die gewöhnlich nur auf Grund des Augenscheins und ungenügender Kenntnis der erforderlichen Daten geprägt werden, durch einen besonderen Namen zu verewigen und damit die Übersichtlichkeit und die Beherrschbarkeit der Petrographie in Frage zu stellen.

*Wird fortgesetzt für Sedimentite und Metamorphite.*

**Tabelle 6 Klassifikation der häufigen dyskristallinen Magmatite (Vulkanite)**

nach A. RITTMANN (1952) (vgl. Abb. 2 u. 3)

Feld 1	Alkali-Rhyolithe Natron-Rhyolithe Dunkle Natron-Rhyolithe
Feld 2	Rhyolithe
Feld 3	Quarz-Latite
Feld 4	Rhyodazite
Feld 5	Dazite (Baudait)
Feld 6	Alkali-Trachyte (Lamproitische Trachyte usw.)

Feld 7	Trachyte Olivin-Trachyte
Feld 8	Latite Olivin-Latite
Feld 9	a) Trachyandesite Olivin-Trachyandesite b) Trachybasalte Olivin-Trachybasalte Maftische Olivin-Trachybasalte
Feld 10	a) Andesite Andesin-Basalte b) Labradorit-Andesite Basalte Olivin-Basalte Maftische Olivin-Basalte Pikritische Basalte
Feld 11	Nephelin-Phonolithe Sodalith-Phonolithe Leuzit-Phonolithe
Feld 12	Tephritische Nephelin-Phonolithe Tephritische Leuzit-Phonolithe
Feld 13	(Helle) phonolithische Leuzit-Tephrite Phonolithische Nephelin-Tephrite Phonolithische Nephelin-Basanite Phonolithische Hauyn-Basanite
Feld 14	Nephelin-Tephrite Nephelin-Basanite Leuzit-Tephrite Helle Leuzit-Tephrite Leuzit-Basanite Sodalith-Tephrite Hauyn-Tephrite
Feld 15	Helle phonolithische Leuzitite Phonolithische Nephelinite
Feld 16	Helle tephritische Leuzitite Tephritische Nephelinite Tephritische Leuzitite Tephritische Olivin-Leuzitite Dunkle tephritische Leuzit-Nephelinite
Feld 17	Helle Hauyn-Nephelin-Leuzitite Helle Leuzit-Nephelin-Hauynitite Nephelinite Leuzitite Leuzit-Nephelinite Hauyn-Nephelinite Hauynitite Sodalithite Alcimite Olivin-Nephelinite Melilith-Leuzitite Lamproitische Leuzitite Maftische Nephelinite Maftische Olivin-Nephelinite Maftische Leuzitite
Feld 18	Melilithite Olivin-Melilithit

## Literatur

- CHAYES, F.: A provisional Reclassification of Granite. Geol. Magazine XCIV Nr. 1 (1957), 58–68.  
 — Petrographic Modal Analysis. J. Wiley & Sons, New-York (1957).  
 JOHANNSEN, A.: Descriptive Petrography of the igneous Rocks. Vol. I–IV (1931–1938), Chicago Press.  
 NIGGLI, P.: Die quantitativ-mineralogische Klassifikation der Eruptivgesteine. Schweiz. Min. Petr. Mitt. XI (1931), 296–364.  
 RITTMANN, A.: Nomenclature of Volcanic Rocks, Napoli Bull. Volc. II, XII (1952).

- SCHEUMANN, K. H.: Ausländische Systematik, Klassifikation und Nomenklatur der Magmangesteine. I. 1925, 188–256; II. 1929, 236 bis 299; Fortschr. Min. Krist. Petr.  
 SHAND, J.: Eruptive Rocks, London (1950).  
 TEUSCHER, E. O.: Methodisches zur quantitativen Strukturgliederung körniger Gesteine. Min. Petr. Mitt. 44, 5 (1933), 410–421.  
 TRÖGER, E.: Spezielle Petrographie der Eruptivgesteine. Berlin (1935), 1938.

## Amerikanische Zirkoniumgewinnung

Die beiden Ausgangsrohstoffe, aus denen in den USA Zirkoniummetall hergestellt wird, sind Zirkon, ein Silikat von etwa 61–67%  $ZrO_2$ -Gehalt, und der Baddeleyit, ein Oxyd mit etwa 90–93%  $ZrO_2$ . Daneben wird noch gelegentlich Caldesit (Handelsname Zirkit) verwendet; er ist ein Baddeleyit mit etwas Zirkon und enthält 73–85%  $ZrO_2$ .

Die Hauptvorkommen des Zirkon, der in Nordamerika verarbeitet wird, liegen in den USA und Australien. Der Baddeleyit kommt zumeist aus Brasilien. Die Vorräte an Zirkon sind ausreichend und decken mit Sicherheit den Zukunftsbedarf. Am wichtigsten sind die zirkonhaltigen Küstensande in Florida. Andere noch nicht ausgebeutete Vorkommen befinden sich in Oregon und Nordkarolina. Zur Zeit arbeitet man mit einer Vorkonzentration auf etwa 65%  $ZrO_2$ . Verunreinigungen, wie z. B. Sauerstoff, Wasserstoff, Stickstoff und gewisse Metalle, können nicht mehr entfernt werden, wenn das Zirkonium einmal in metallischem Zustand vorliegt. Die Reinigung muß daher während der Zersetzungsreaktion erzielt werden.

Das Reinigen des Zr-Schwammes erfolgt in einem Reaktionsofen. Dieser Teil der Reinigung ist der schwierigste, da der Zr-Schwamm ein Luftfresser erster Ordnung ist und eine riesige Reaktionsoberfläche besitzt. Das Zr-Pulver wird gegebenenfalls zusammen mit den zu legierenden Metallen zu einer Schmelzelektrode zusammengefügt und im elektrischen Ofen unter Argonschutz niedergeschmolzen.

Gegenwärtig wird ziehbares Zirkoniummetall in den USA nur für Kernreaktionszwecke erzeugt. Die Produktion stieg von 2,25 t im Jahre 1949 auf 168 t im Jahre 1954. Hauptproduzent ist die Carborundum Metal Co., Akron (New Jersey). Die Produktionskapazität des Werkes liegt bei 1500 t Metall, und zwar zum weitaus größten Teil Zirkonium, daneben etwas Hafnium. Das Zirkoniummetall darf nach den Vorschriften der Kernenergie-Kommission nur 1/5000 Hafnium enthalten. Ein sehr reines Zirkoniumpulver aus Zersetzung von  $ZrH_2$  wird in der Elektronik verwendet, und in manchen Laboratorien gebraucht man an Stelle der Platintiegel solche aus Zirkonium.



# Über die Erhöhung der Qualität und die komplexe Durchführung der geologischen Kartierungsarbeiten<sup>1)</sup>

Von E. T. SCHATALOW

Die Aufgaben der geologischen Kartierung sind bekanntlich: Klärung des geologischen Aufbaus eines Gebietes, seiner Stratigraphie und Tektonik; Untersuchung der Eruptivgesteine, der Faltungsphasen, der magmatischen Zyklen und der Metallogenese des Gebietes.

Die geologische Kartierung muß die Geologie der verschiedenen Bodenschätze klären. Nach den festgestellten Gesetzmäßigkeiten ihrer Verteilung und den bereits durchgeführten Sucharbeiten sind die weiteren Aufschlußarbeiten anzusetzen. Eine erfolgreiche Lösung dieser Fragen hängt von Art und Gütegrad der durchzuführenden geologischen Kartierungsarbeiten ab. Die Qualität der geologischen Kartierung wird durch folgende Faktoren bestimmt: 1. die Beachtung, die der ausführlichen stratigraphischen und lithologischen Gliederung der Schichtfolgen, der altersmäßigen und petrographischen Trennung der Intrusivgesteine und Ganggebiete, der Genauigkeit der Eintragung der geologischen Befunde in die geologische Karte entgegengebracht wird; 2. die Belegung der geologischen Aufnahme durch Tatsachenmaterial und eingehende geologische Untersuchungen im Gelände, d. h. der Anzahl und Lage der Marschrouten, die Methoden zur Erkundung der geologischen Verhältnisse und die ausreichende Entnahme von Handstücken u. a.; 3. der Wirkungsgrad der durchgeführten Sucharbeiten, die festgestellte Höflichkeit des Gebiets in bezug auf nutzbare Bodenschätze; 4. die vollständigen und umfassenden Beobachtungen und die verschiedenen festgelegten Kartenarten; 5. die geologische Auswertung des Tatsachenmaterials und die daraus gewonnenen Erkenntnisse. Die Richtlinien, durch welche die durchzuführenden geologischen Kartierungsarbeiten festgelegt werden, müssen für jeden Maßstab in den methodischen Instruktionen zu ihrer Ausführung klar formuliert sein.

Es muß betont werden, daß die Qualität der geologischen Kartierung in erster Linie durch ihre Hauptaufgabe — das Aufsuchen nutzbarer Bodenschätze in dem betreffenden Gebiet — bestimmt wird. Die geologische Kartierung ist die wichtigste und wirksamste Methode zum Aufsuchen nutzbarer Bodenschätze, welche die weitere Erkundung auf das Wesentliche hinlenkt. Sucharbeiten und Kartierung sind untrennbar miteinander verbunden — nicht nur in ihrem Gesamtziel, sondern auch in ihren Methoden. Die geologische Kartierung muß von den notwendigen Sucharbeiten begleitet sein, und der Kartierungsgeologe ist verpflichtet, die Art dieser Sucharbeiten auf Grund der von ihm festgestellten Zusammenhänge zwischen den Vorkommen nutzbarer Bodenschätze und verschiedenen magmatischen, sedimentären oder metamorphen Gesteinen anzugeben. Die große Verschiedenartigkeit der geologischen Verhältnisse bestimmt auch das Auftreten und die Ausbildung der mit ihnen zusammenhängenden Lagerstätten nutzbarer Bodenschätze, was die Anwendung verschiedener Methoden der Such- und Erkundungsarbeiten erfordert. Außerdem muß sich bei der geologischen Kartierung in einem größeren Maßstab der

Umfang der durchzuführenden Sucharbeiten wesentlich erweitern, und ihre Methoden müssen sich ändern. Dies ändert aber nichts an dem engen Zusammenhang zwischen geologischer Kartierung und Sucharbeiten.

Eine Trennung der geologischen Kartierung von den Sucharbeiten führte immer zu ernsthaften Mängeln. Das Komitee für Geologie und auch die Organisationen des ehemaligen Ministeriums für Geologie führten eine Zeitlang die geologische Kartierung ohne die nötige Verbindung mit den Sucharbeiten durch. Die Praxis hat erwiesen, daß dadurch eine Reihe großer Lagerstätten nicht festgestellt und die Qualität der geologischen Karten beeinträchtigt wurde, was die Planung von Erkundungsarbeiten verhinderte.

In letzter Zeit wird versucht, die Sucharbeiten von der geologischen Kartierung mit der Begründung zu trennen, daß die Sucharbeiten eine selbständige Aufgabe darstellen, die erst nach Durchführung der geologischen Kartierung gelöst werden könne. Diese Auffassung ist abzulehnen, da sie unweigerlich zu einem Mißerfolg der Sucharbeiten führen würde. Sucharbeiten, die nicht mit einer geologischen Kartierung verbunden sind, müssen daher unterlassen werden. Das Gesagte betrifft die geologische Kartierung in den verschiedenen Maßstäben und die Such- und Erkundungsarbeiten.

Die Sucharbeiten können ohne geologische Kartierung ausnahmsweise nur in den Gebieten durchgeführt werden, in denen diese schon früher in demselben Maßstab durchgeführt wurde. Werden aber in einem Gebiet, das früher durch eine kleinmaßstäbliche Kartierung untersucht wurde, ausführlichere geologische Sucharbeiten angesetzt, z. B. im Maßstab 1:50000 oder größer, so müssen sie unbedingt zusammen mit einer geologischen Kartierung durchgeführt werden.

Die auf Grund ausführlicher geologischer Kartierungs- und Sucharbeiten ausgewählten Erzvorkommen müssen bei den nachfolgenden Erkundungsarbeiten, je nach den Ausmaßen, der Konzentration und der Art der nutzbaren Bodenschätze im Maßstab 1:10000 oder größer geologisch kartiert werden. Nur die unmittelbare Verbindung der zur unmittelbaren Auffindung und Untersuchung der Lagerstätten, zur Festlegung der Abmessungen und Formen der Erzkörper und zu ihrer industriellen Beurteilung durchgeführten Sucharbeiten mit einer ausführlichen großmaßstäblichen Kartierung des Erzfeldes gestattet es, die Struktur der zu erkundenden Lagerstätte zu erkennen und von den Aufschlußarbeiten das erwünschte Ergebnis zu erhalten. Vollkommen falsch ist es, bei der Erkundung nur ein Schema des geologischen Aufbaus für den schmalen Abschnitt, der unmittelbar an die zu erkundende Lagerstätte anschließt, gewinnen zu wollen, oftmals sogar ohne Auswertung der geologischen Unterlagen in den bergmännischen Aufschlüssen oder besonderen Aufschlüssen für Zwecke der geologischen Kartierung.

Eine besonders enge Verbindung der geologischen Kartierung mit den Such- und Erkundungsarbeiten muß in Gebieten angestrebt werden, die mächtige Lockergesteinsdecken aufweisen, wie dies bei einigen Teilen des Erz-Altais, der Russischen Tafel u. a. der Fall ist, bei

<sup>1)</sup> Aus „Sowjetische Geologie“ (russisch), Bd. 42, 1955, S. 17–22.



denen man sich nicht auf die Erforschung der zahlenmäßig sehr geringen natürlichen Aufschlüsse oder auf das Niederbringen einer kleinen Zahl bergmännischer Aufschlüsse bis zu einer geringen Tiefe beschränken kann.

Unter solchen Bedingungen muß die geologische Kartierung durch spezielle geophysikalische Untersuchungen und Bohrarbeiten unterstützt werden. Mit Hilfe der Elektroschürfung können die Mächtigkeiten lockerer Ablagerungen festgestellt und eine Reliefkarte des vorquartären Gebirges gezeichnet werden; die magnetischen und gravimetrischen Untersuchungen gestatten auch das Entwerfen einer abgedeckten schematischen Karte. Die Kartierungsbohrungen in Gebieten mit verhältnismäßig geringmächtigen Lockergesteinsdecken (bis zu 50 m) können unmittelbar angesetzt werden, während die Kartierungsbohrungen bei Teufen über 75–100 m vorwiegend auf Grund geophysikalischer und anderer Ergebnisse angesetzt werden sollten und gleichzeitig Aufschlußarbeiten darstellen. Der Erfolg der geologischen Kartierung und Erkundung in Gebieten mit Lockergesteinsdecke hängt von der richtigen Verbindung der Bohr- und geophysikalischen Kartierungsarbeiten ab.

Die Qualität der geologischen Kartierung muß durch breiteste Anwendung vollkommenerer Kartierungsmethoden erreicht werden, wie der aerogeologischen und der geophysikalischen Methode sowie durch Verwendung bestimmter Geräte und Apparate.

In den früheren Jahren verfügte der Kartierungsgeologe bei den Geländearbeiten über Kompaß, Geologenhammer, Anaeroid und Lupe. Jetzt hat sich die Lage von Grund auf geändert. Dem Geologen stehen zahlreiche Geräte und Instrumente, darunter für aerogeologische und aerogeophysikalische Arbeiten, verschiedene Geräte zur Mineralbestimmung, transportable Feldlaboratorien, leichte transportable Bohrmaschinen, Flugzeuge usw. zur Verfügung. Diese moderne Technik muß von den Kartierungsgeologen bei ihren Arbeiten in breitem Maße angewandt werden.

Die geophysikalischen Expeditionen und Trupps sind zur Zeit mit zahlreichen und verschiedenartigen geophysikalischen Apparaten ausgerüstet, die ständig verbessert werden. Jedoch werden die Ergebnisse der geophysikalischen Arbeiten von den Geologen in völlig ungenügendem Maße verwendet. In den geologischen Organisationen ist die Unterschätzung der geophysikalischen Untersuchungen bei der Planung von Aufschlußarbeiten sehr verbreitet. Die vorhandenen Unterlagen über regionale geophysikalische Erkundung werden beim Entwerfen geologischer Karten in der Regel nicht ausgenutzt. Dies wird in erster Linie dadurch hervorgerufen, daß die Verbindung zwischen geophysikalischen und geologischen Arbeiten nicht eng genug ist, sowie dadurch, daß die geophysikalischen Trupps nicht immer die nötige Qualität und geologische Auswertbarkeit ihrer Untersuchungen gewährleisten, was auf eine unzureichende Methode zurückzuführen ist.

Zur weiteren Entwicklung und Verbesserung der geophysikalischen Arbeiten, Erhöhung ihrer Qualität und Wirksamkeit sind gemeinsame Anstrengungen der geophysikalischen und geologischen Organisationen notwendig, die sich aus einem engen Kontakt zwischen Geophysikern und Geologen ergeben.

In Gebieten mit Lockergesteinsdecke müssen die geophysikalischen Untersuchungen bei der geologischen Kartierung im Maßstab 1 : 200 000 unbedingt durch-

geführt werden; insbesondere muß die aeromagnetische Aufnahme der Kartierung vorangehen oder gleichzeitig erfolgen. Umfang und Art der geophysikalischen Untersuchungen müssen für jedes Blatt der geologischen Karte durch ein Arbeitsprojekt bestimmt werden. Die Auswertung vorangegangener aeromagnetischer und gravimetrischer Arbeiten ist beim Entwerfen geologischer Karten unbedingt erforderlich.

Bei der Beurteilung der geologischen Kartierungs- und Erkundungsarbeiten muß besonders die Vollständigkeit ihrer Durchführung berücksichtigt und bewertet werden. Alle geologischen Kartierungs- und Sucharbeiten werden bis zu einem bestimmten Grad für alle Arten nutzbarer Mineralien, die man unter den gegebenen geologischen Verhältnissen antreffen kann, durchgeführt. Bei planmäßiger geologischer Kartierung ist es unsinnig, daß in ein und demselben Gebiet die Geländetrupps der einen behördlichen Organisation nur Kohle, der anderen nur Eisen, der dritten nur Aluminium suchen. Deshalb muß eine komplexe Untersuchung bei allen kleinmaßstäblichen geologischen Kartierungsarbeiten, bis 1 : 100 000 einschließlich, gewährleistet werden.

Geologische Kartierungsarbeiten im Maßstab 1 : 50 000 und 1 : 25 000 werden in der Regel in Gebieten durchgeführt, in denen die Gewißheit besteht, nutzbare Bodenschätze mit den ihrem Auftreten und Vorkommen entsprechenden Sucharbeiten aufzufinden; geologische Kartierung und Sucharbeiten im Maßstab 1 : 10 000 und größer erfolgen bei einem bestimmten nutzbaren Mineral mit ausführlicher Untersuchung der Strukturen, der Umgrenzung und der Form der Erzkörper.

Bei komplexer Durchführung der Erkundungen steht vor den Geologen die Aufgabe umfangreicher Untersuchungen der stofflichen Zusammensetzung sowohl der Gesteine, aus denen das Gebiet besteht, als auch der angetroffenen nutzbaren Bodenschätze. Die einfachste und wirksamste Lösung dieser Aufgabe wird durch die Untersuchung aller Proben mit Hilfe einer vollständigen Spektralanalyse ermöglicht. Sie wird immer häufiger von fortschrittlichen geologischen Kartierungstrupps und Expeditionen angewandt. Ebenso bringen auch chemische Analysen und in einigen Fällen (Gase, Kohle, Phosphorite, Glimmer, radioaktive Elemente, optische Rohstoffe u. a.) auch Spezialanalysen wertvolle Ergebnisse.

Eine außerordentliche Bedeutung hat die Durchführung von Sucharbeiten auf radioaktive Erze gleichzeitig mit der geologischen Kartierung, oder auch gesondert in den Gebieten, in denen diese Arbeiten früher nicht durchgeführt wurden.

Die komplexe Untersuchung eines Gebiets erfordert auch die Durchführung bestimmter hydrogeologischer und geomorphologischer Untersuchungen.

Die Aufgabe der hydrogeologischen Beobachtungen bei der geologischen Kartierung besteht darin, die möglicherweise vorhandene Wasserführung wichtiger Schichtfolgen festzustellen, die im Verlauf der geologischen Marschrouten angetroffenen Wasserpunkte zu studieren und sie in die Karte einzutragen.

In schlecht oder gar nicht mit Wasser versorgten Gebieten, in denen es einen der wichtigsten nutzbaren Bodenschätze darstellt, müssen die hydrogeologischen Beobachtungen und Schürfungen nach Wasser sehr intensiv durchgeführt werden.

Die schnelle Entwicklung der Landwirtschaft in Neulandgebieten und lange unbebaut gebliebenen Lände-



reien, die Schaffung neuer Weideplätze für die nomadisierende Viehzucht erfordert in einigen Fällen die Klärung der Wasserverhältnisse. Die Lösung dieser Aufgabe erfolgt gewöhnlich durch eine komplexe geologisch-hydrogeologische oder hydrogeologische Kartierung, die mit der Herstellung spezieller hydrogeologischer Karten und Karten der hydrogeologischen Bezirkseinteilung verbunden ist.

Die Wasserversorgung der Landwirtschaft in Gebieten mit Süßwassermangel sicherzustellen, ist die erste Pflicht der Mitarbeiter des Geologischen Dienstes. Die geologischen und hydrogeologischen Trupps, welche in die für die Landwirtschaft zu erschließenden Gebiete entsandt werden, müssen die hydrogeologische Kartierung, einschließlich der notwendigen Bohrarbeiten nach Wasser, in kürzester Frist durchführen und in diesen Gebieten Wasserentnahmestellen auffinden.

Zur komplexen geologischen Kartierung gehören geomorphologische Beobachtungen und das Entwerfen geomorphologischer Karten. Die Praxis hat gezeigt, daß geomorphologische Untersuchungen eine brauchbare Methode zur Erkundung nutzbarer Bodenschätze im lockeren Deckgebirge, die mit der Reliefbildung im Zusammenhang stehen, darstellen.

In der Durchführung geomorphologischer Untersuchungen bestehen zur Zeit noch viele wesentliche Mängel. Es fehlen einheitliche Richtlinien für die geomorphologische Kartierung und einheitliche Signaturen; oft ist eine formale Erarbeitung geomorphologischer Karten zu beobachten und Luftbildmaterial wird ungenügend ausgenutzt. Es wird noch eine große Anzahl mangelhafter, miteinander nicht vergleichbarer geomorphologischer Karten hergestellt, die keine Möglichkeit bieten, das vorhandene umfangreiche Material auf einen Nenner zu bringen.

Indessen ist der Umfang der geomorphologischen Untersuchungen dermaßen groß, daß jetzt ein planmäßiges Entwerfen geomorphologischer Übersichtskarten für einzelne Gebiete des Landes möglich und notwendig ist. Die schnelle Beseitigung der Mängel bei der Durchführung geomorphologischer Arbeiten wird zu einer wesentlichen Verbesserung der komplexen geologischen Kartierung des Landes beitragen. Daher sollte den geomorphologischen Untersuchungen von den wissenschaftlichen Forschungsinstituten und geologischen Verwaltungen besondere Beachtung geschenkt werden.

Nach einer komplexen geologischen Kartierung müssen neben einer geologischen Karte auch eine Karte der nutzbaren Bodenschätze, eine geomorphologische und eine hydrogeologische Karte vorliegen.

Die Karte der nutzbaren Bodenschätze hat besondere Bedeutung. Auf ihr müssen nicht nur alle bekannten Lagerstätten und Vorkommen nutzbarer Bodenschätze zur Darstellung gebracht werden, sondern auch die notwendigen Angaben über die Gebiete enthalten sein, die für weitere ausführliche geologische Kartierungsarbeiten empfohlen werden. Im Grunde genommen soll die Karte der nutzbaren Bodenschätze gleichzeitig eine vollwertige Karte der vermuteten nutzbaren Bodenschätze sein. Die Schaffung einer solchen Karte ist notwendig, da sie in übersichtlicher Form das Wesentliche enthält — die Ergebnisse der durchgeführten Sucharbeiten und, auf wissenschaftlicher Grundlage, die noch notwendigen weiteren Aufschlußarbeiten erkennen läßt.

Die aufgezählten Karten gehören unbedingt zu dem geologischen Bericht eines jeden geologischen Kartierungstrupps.

Im Bedarfsfall müssen außerdem Karten der quarzären Ablagerungen, ferner lithologische, hydrogeologische, geophysikalische und tektonische Karten angefertigt werden.

Geologische Berichtskarten sind eines der Hauptarbeitsergebnisse; man darf jedoch nicht vergessen, daß die Qualität der komplexen geologischen Kartierung nicht von der Vielzahl der Karten abhängt, sondern von der ausführlichen und umfassenden Untersuchung aller geologischen Erscheinungen und nutzbaren Bodenschätze.

Zur Durchführung einer hochwertigen Arbeit muß der Kartierungsgeologe gute geologische Kenntnisse besitzen. An die Durchführung der Geländearbeiten und die anschließende Auswertung, an den Inhalt und die Ausführlichkeit der geologischen Kartierung, an die Darstellung der geologischen Erscheinungen und bei der Ausarbeitung des Rechenschaftsberichtes, sowie an die Ausführung der Berichtskarten müssen hohe Anforderungen gestellt werden.

Gute Gelände- und Auswertungsarbeiten sowie ihr Nutzen müssen durch rechtzeitige Konsultation der Mitglieder der wissenschaftlichen Forschungsanstalten, durch systematische Kontrolle durch die leitenden Organisationen, durch sorgfältige Abnahme der Geländearbeiten im Felde und ausführliche Erörterung der geologischen Berichte bei ihrer Abnahme gewährleistet werden.

#### Die Tsumeb-Grube (Südwestafrika)

Die Tsumeb-Grube liegt 220 Meilen nördlich von Windhoek in Südwestafrika. Sie ist eine der bedeutendsten Erzkuben Afrikas. Früher war es nicht möglich gewesen, die komplexen Kupfer-Blei-Zinkerze rentabel auszuwerten. Die Erze konnten auf Grund ihrer Zusammensetzung vor einer Trennung in die einzelnen Komponenten nicht direkt hüttenmännisch verarbeitet werden. Nachdem 1946 die metallurgischen Forschungen, für die bedeutende Beträge aufgewandt worden waren, zum Erfolg geführt hatten, wurde im März 1948 eine moderne Mahl- und Waschanlage für die geförderten Erze fertiggestellt. Die Förderung hat jetzt eine monatliche Höhe von 50 000 t Erz erreicht. Damit wurde die Tsumeb-Grube zum größten Bleiproduzenten des afrikanischen Kontinents, und mit ihrer Kupfer-, Blei- und Zinkförderung kann sie mit den größten Bergwerken im Kupfergürtel von Rhodesien konkurrieren. Zur Zeit ist man in Tsumeb damit beschäftigt, vor allem die Gewinnung von Germanium zu entwickeln. Nach Vervollständigung der gegenwärtigen Aufbereitung wird die Tsumeb-Grube einer der größten Germaniumproduzenten der kapitalistischen Welt sein. Daneben soll auch die Kadmiumproduktion ausgebaut werden. In der Grube sind 750 Europäer und 3000 Eingeborene beschäftigt. Die Stadt Tsumeb, die zwischen der Kalahari und der Namib-Wüste liegt, zählt ungefähr 3000 Europäer und 5000 Eingeborene. E.

#### Erzförderung und Metallgewinnung der Philippinen

	1495/55 in Tonnen	1955/56 in Tonnen
Blei	2015	2261
Zink	—	420
Kupfer	14686	21482
Manganerz	9582	4470
Chromit	417897	751017
Eisenerz	1327529	1372529
Quecksilber	—	1857
Gold	417315 oz.	408390 oz.
Silber	493173 oz.	524955 oz.

Aus: „Metall Bulletin“, London, Nr. 4160 vom 11. 1. 1957.



# Die Rentabilität der Verarbeitung geringwertiger Molybdänite<sup>1)</sup>

Von Z. WALENCZAK & H. PENDIAS

In Polen wurden bisher die Vorkommen verschiedener seltener Metalle relativ wenig beachtet. Die unaufhaltende Entwicklung unseres Hüttenwesens, besonders die fortschreitende Spezialisierung und die Investitionen in diesem Industriezweig, z. B. der Aufbau eines Edelmetallwerkes in Warschau, machen es dringend erforderlich, daß der Geologische Dienst die Fragen der Belieferung der Hütten mit Stahlveredlern schnell löst.

Zu den wertvollsten Komponenten der Edelmetalle gehört zweifellos das Molybdän. Es wirkt sich ungewöhnlich günstig auf die mechanischen und Antikorrosionseigenschaften der Stähle aus, so daß es neben Wolfram und Vanadium zu den gesuchtesten seltenen Metallen gehört. Bereits ein geringer Mo-Zusatz (ca. 0,5%) zum gewöhnlichen Stahl erhöht seine Festigkeit um das Vierfache. Eine Reihe von Mo-Legierungen weist ungewöhnlich gute mechanische Eigenschaften auf. Sie werden zur Herstellung von Schnellstählen verwendet, so z. B. behalten Mo-Cr-Co-Legierungen auch bei Rotglut ihre Härte. Molybdänkarbide zeichnen sich durch eine außerordentliche Härte aus (sie liegt zwischen 9 und 10 nach der MOHSSchen Skala). Man kann sie beim Kernbohren an Stelle der Diamanten verwenden. Ebenso wird Molybdän in großem Umfang in der Elektro- und Fernmeldetechnik verwendet. Neben der Anwendung in der analytischen Chemie werden Molybdänverbindungen in der chemischen Industrie in immer größerem Maß gebraucht, u. a. dient  $\text{MoO}_3$  als Katalysator bei der Fraktionierung flüssiger Brennstoffe. Auch in der Agrarkultur spielen Molybdänverbindungen eine immer größere Rolle. So wirkt sich z. B. eine Spurenmetalldüngung mit Molybdän sehr günstig auf den Ernteertrag aus.

Die Edelmetallwerke verbrauchen in der Gegenwart über 90% der abgebauten Mo-Erze. Ihr ständig steigender Bedarf kommt in der Molybdänproduktion, die immer größere Ziffern erreicht, zum Ausdruck. Im Jahre 1943 war der größte Molybdänverbrauch zu verzeichnen; damals wurden (ohne UdSSR) 31000 t Mo-Konzentrat hergestellt. Die USA besitzen sehr reiche Molybdänlagerstätten, und deshalb ist auch dort nahezu die gesamte Molybdänkonzentratproduktion (92–93%) der kapitalistischen Länder konzentriert. Die Mo-Lagerstätte Climax in Colorado deckte im Jahre 1940 66% der Weltförderung an Mo (ohne UdSSR). Diese Monopolstellung in der Molybdänproduktion gab den USA die Möglichkeit, die Weltmarktpreise für Molybdänminerale zu diktieren. Deshalb wurden auch bei steigendem Bedarf über 12000 Dollar pro t Molybdänkonzentrat bezahlt.

In Polen wird Molybdänglanz an vielen Punkten gefunden, besonders in den jungpaläozoischen Graniten Niederschlesiens sowie im Granit der westlichen Tatra. Die ersten Erkundungsarbeiten auf Molybdänminerale in Polen führte L. CHROBAK 1935–1937 durch. Er hatte röntgenspektralanalytisch nachgewiesen, daß in einigen Granit- und Pegmatitproben aus dem westlichen Teil der Tatra Molybdän vorhanden ist. Durch weitere Analysen systematisch entnommener Proben konnte die Anwesenheit von Molybdänglanz in den Pegmatitgängen der östlichen und westlichen Abdachung des

Ornak (Koziczki und Baniste) festgestellt werden. Diese Pegmatitgänge liegen in permischen Quarziten innerhalb des Kristallins zwischen dem Paß von Iwanak und Siwy Wierchy. Nach L. CHROBAK kommen die molybdänführenden Pegmatitgänge im dunklen, mittelkörnigen Zweiglimmergranit vor. Die Hauptgemengteile der Pegmatitgänge sind Muskovit, Alkalifeldspat und Quarz, akzessorisch kommen Granat und Apatit vor. Man muß an dieser Stelle erwähnen, daß der Versuch L. CHROBAKs, die Molybdänglanzvorkommen röntgenspektralanalytisch festzustellen, einer der ersten gelungenen Versuche dieser Art überhaupt war. Diese Verfahren stützen sich auf Beobachtungen, bei denen ermittelt wurde, daß in dem Nebengestein der eigentlichen Mo-Lagerstätten im allgemeinen mehr Molybdän enthalten ist als in ähnlichen Gesteinspartien, die von Stellen entnommen wurden, wo keine Molybdänmineralisation stattgefunden hat.

Der niederschlesische Molybdänglanz war schon mehrfach als ein selten auftretendes Mineral der Granitmassive beschrieben worden. Mehrere Autoren (H. TRAUBE, A. SCHWANDTKE, HINTZE, BERG und andere) haben zahlreiche Fundstellen sowohl im Granitmassiv des Riesengebirges als auch im Granitmassiv von Striegau-Sobutka angegeben. Ebenfalls sind Fundstellen im Bereich des Friedberger Batholiths bekannt.

In fast allen Granitsteinbrüchen des Striegauer Massivs ist Molybdänglanz anzutreffen. Nach den im Striegauer Massiv durchgeführten Beobachtungen der Verfasser dieses Aufsatzes befinden sich die Molybdänglanzanreicherungen fast ausschließlich im nordwestlichen Teil des Massivs. Molybdänglanz kommt hier gewöhnlich in Pegmatitgängen vor, und sehr oft findet man Molybdänglanzanreicherungen im Granit selbst. In einem der zahlreichen Steinbrüche wurde eine molybdänglanzführende Granitpartie gefunden, in welcher Molybdänit in einem grobkörnigen aschgrauen Gestein ungleichmäßig verteilt vorkommt. Er bildet dort manchmal Partien von ansehnlicher Fläche (zuweilen einige  $\text{cm}^2$ ) und einzelne seiner bleigrauen Schalen besitzen Abmessungen von einigen bis Dutzenden mm. Die eben beschriebene molybdänführende Granitpartie, die einen verhältnismäßig hohen Prozentsatz an  $\text{MoS}_2$  enthielt und genetisch mit autopneumatolytischen Vorgängen verknüpft war, ist fast vollständig als Straßenstein abgebaut worden. Molybdänglanzanreicherungen dieser Art sind im NW-Teil des Striegauer Massivs keine Einzelfälle, nach Osten hin sind sie auf kleinere Gesteinspartien beschränkt. Deshalb ist es in diesem Zusammenhang schwierig, Aussagen über die Verbreitung größerer Vorkommen molybdänglanzführender Granits zu machen.

Das Auftreten von Molybdänglanz im Aplit und Aplitgranit ist sehr charakteristisch. Im Gebiet des Striegauer Massivs trifft man nach A. SCHWANTKE den Molybdänglanz in diesen Gesteinen viel öfter an als in den Pegmatitdrusen selbst. Seine Anwesenheit im Aplitgranit ist deshalb von Interesse, weil er nach den Beobachtungen der Verfasser in einem System geringmächtiger Quarzgänge vorkommt, sie manchmal in ihrer ganzen Breite ausfüllt und bei etwas mächtigeren Gängen an den Salbändern auftritt. In den vererzten Trümmern

<sup>1)</sup> Aus Geologische Rundschau (polnisch), Warschau, Nr. 10/1956.



wurden außerdem noch Pyrit und Kupferkies, von Akzessorien Zinnstein und Hübnerit gefunden. Diese mineralogische Zusammensetzung der Molybdänglanz enthaltenden Quarzgänge zeugt von verhältnismäßig niedrigen Temperaturen beim Absatz der Lösungen. Die vererzten Trümer verlaufen parallel zur sudetischen Randverwerfung. Gerade dieses Kluftsystem wurde beim Eindringen der erzführenden Lösungen bevorzugt.

Im Gebiete des Riesengebirgsgranits wurde Molybdänglanz vielfach in Granitaufschlüssen gefunden, in Form einzelner Partien auf Klüften (Sklarska Poręba Huta, Łomnica Dolna), aber auch in Apliten (Łomnica, Stanisławów) und Quarzgängen, z. B. in der Nebenkontaktzone Janowice-Miedziana Gura (Kupferberg). Zu bemerken ist noch, daß der Molybdänglanz im Riesengebirgsgranit und dem Gangfolge (Aplite und Pegmatite) minderwertiger ist, als aus den relativ wenigen Literaturangaben entnommen werden kann.

Das Auftreten von Molybdänglanz wurde auch in den Steinbrüchen von Nadziejów im Friedeberger Granitmassiv beobachtet. Dort kommt er vorwiegend in pegmatitischen Partien vor, aber er füllt auch manchmal Klüfte im Granit aus. In den Granitsteinbrüchen bei Strehlen ist Molybdänglanz weniger verbreitet.

Beim Aufsuchen von Molybdänglanzvorkommen in Polen sind vor allem die drei großen Granitmassive in

Niederschlesien zu berücksichtigen. Im Hinblick auf mögliche Molybdänglanzvorkommen sind besonders manche Randzonen der erwähnten Granitintrusion zu beachten, besonders der NW-Teil des Striegauer Massivs.

Die von Z. WALENCZAK am Lehrstuhl für Mineralogie und Geochemie der Warschauer Universität durchgeführten biogeochemischen Untersuchungen erbrachten den Nachweis, daß die auf dem niederschlesischen kupferführenden Schiefer wachsenden Pflanzen einen sehr hohen Molybdängehalt besitzen. Nach den Untersuchungen von H. SCHNEIDERHÖHN und seiner Mitarbeiter sind die kupferführenden Schiefer und Mergel mit Molybdän angereichert, ebenso der niederschlesische kupferführende Schiefer und Mergel des Zechsteins.

In Deutschland wurden während des letzten Krieges aus dem Mansfelder Kupferschiefer bei der Verhüttung neben Kupfer jährlich einige hundert Tonnen Molybdän und außerdem noch ungefähr 200 kg Rhenium gewonnen. Letzteres ist ein sehr wertvolles seltenes Metall, dessen Geochemie ähnliche Züge wie die des Molybdäns aufweist.

Die Molybdängewinnung aus den Kupfer-Molybdän-erzen ist sogar bei einem Molybdängehalt von  $1/1000\%$  bei Anreicherung durch Flotation rentabel. Dabei wird gewöhnlich doppelt flotiert.

## Literatur

- CHROBAK, L.: Über Molybdänglanz führende Pegmatite und Granite aus der West-Tatra. Bull. de l'Académie Pol. des Sciences et de Lettres, ter. A. Sc. Mathématique, 1938.  
 DRATH, A.: Molybdän (polnisch). Mechanische Rundschau, Bd. IV, Nr. 7/8, Warschau 1938.  
 FERSMAN, A.: Geochemie (russisch). Bd. IV, Leningrad 1939.  
 KURODA, P. K. & E. B. SANDELL: Geochemistry of Molybdenum. „Geochimica et Cosmochimica Acta“, 1954.

- PENDIAS, H. & Z. WALENCZAK: Die Erzvorkommen im NW-Teil des Striegauer Massivs (polnisch). Im Druck.  
 SCHWANTKE, A.: Die Drusenminerale des Striegauer Granits. Leipzig 1896.  
 SMULIKOWSKI, K.: Geochemie (polnisch). Warschau 1952.  
 SONGINA, O. A.: Die seltenen Metalle (russisch). Metallurgisdat, Moskau 1955.  
 TRAUBE, H.: Die Mineralien Schlesiens, Breslau 1888.

## Uran in Phosphoriten<sup>1)</sup>

Von J. BUREK

Die modernen Verfahren zur Bestimmung von Uran, besonders die radiometrischen, geben die Möglichkeit, die Migration dieses Elements in der Erdrinde recht genau zu verfolgen. Eine sehr interessante Erscheinung ist die Urananreicherung in Phosphoriten.

### Die Urananreicherung in Phosphoriten

Bereits im Jahre 1908 stellte der englische Physiker STRUTT fest, daß Phosphorite ziemlich viel Helium enthalten und verhältnismäßig stark radioaktiv sind. Es liegen heute viele Bestimmungen des Urangehalts von Phosphoriten aus verschiedenen Lagerstätten und verschiedenen geologischen Formationen vor.

Nach KIRSCH (1928) beträgt der mittlere Radiumgehalt in Sedimentgesteinen  $1,4 \times 10^{-12}$  je Gramm Substanz. Diese Menge entspricht einem Urangehalt, der gleich  $0,00042\%$  U ist (wenn das radioaktive Gleichgewicht Ra:U gleich  $1:3 \times 10^6$  ist). Dagegen beträgt der mittlere Urangehalt in Phosphoriten etwa  $0,010\%$  U<sup>2)</sup>. In einzelnen Fällen erhöht sich der Urangehalt bis

auf  $0,127\%$  U (DAVIDSON & ATKIN 1953), z. B. im Phosphorit von Florida GSM 22686. Die Urankonzentration in Phosphoriten ist 24mal höher als im Durchschnitt der Sedimente.

Die sich auf Billionen Tonnen belaufenden Weltvorräte an Phosphoriten sind also als eine gewaltige Uranquelle zu betrachten. Gegenwärtig werden Versuche zur Gewinnung dieses Elements aus Phosphoriten durchgeführt.

### Die Urankonzentration und die Zusammensetzung der Phosphorite

Das Abhängigkeitsverhältnis zwischen der Uranmenge und den Mengen an Phosphatmineralien und klastischen Mineralien ist genauestens bekannt. GRIMALDI & GUTTAG (1954) erbrachten den Nachweis, daß nach Lösung einer Phosphoritprobe in verdünnter Salpetersäure (nur die Phosphatphase ist löslich) der unlösliche Rückstand praktisch kein Uran enthält. Dieses wurde auf Grund von 600 Bestimmungen nachgewiesen. Dieselben Autoren analysierten 100 Proben, die sie entweder wie vorher schon in Salpetersäure lösten oder mittels komplizierter Verfahren die ganze Phosphoritprobe aufschlossen. Die Ergebnisse wichen nicht voneinander ab. Ihre Ergebnisse wurden durch die Arbeiten von ADAMS & MAECK bestätigt (1954). DAVIDSON & ATKIN (1953) stellten fest, daß beim Lösungsprozeß das

<sup>1)</sup> Aus Geologische Rundschau (polnisch), Warschau, Nr. 4/1956.

<sup>2)</sup> Die Werte sind angenähert. Ihre Angaben erfolgten nach der Arbeit von DAVIDSON & ATKIN 1953. In dieser Arbeit wurden 84 Bestimmungsergebnisse angegeben, die mittels radiometrischer Verfahren bei Proben erhalten wurden, die aus folgenden Gebieten stammten: Nordafrika, Nordamerika, Ozeanien, Westeuropa (nur einige Lagerstätten) und Nigeria. Demnach wurden nicht alle Lagerstätten berücksichtigt.



Verhältnis  $U_3O_8:P_2O_5$  in der Lösung konstant bleibt. Die Arbeiten THOMPSONS (1953) ergaben, daß bei den Phosphoriten eine Abhängigkeit zwischen dem  $P_2O_5$ - und dem U-Gehalt besteht. Diese Abhängigkeit ist bei Phosphoriten mit hohem U-Gehalt (etwa 0,030% U) sehr deutlich, sie verschimmt dagegen bei Phosphoriten mit geringem Gehalt (unter 0,010% U). Damit ergibt sich, daß das in Phosphoriten angereicherte Uran fast ausschließlich an Phosphatmineralien gebunden ist, wogegen die klastischen Mineralien einen verdünnenden Faktor darstellen. Bei Phosphoriten sind es nur wenige Ausnahmen, in denen die klastischen Mineralien eine große Menge radioaktiver Schwermineralien enthalten. Es sei noch bemerkt, daß nach DAVIDSON & ATKIN der Urangehalt in keinerlei Beziehung zum Kalzium im Raumgitter der Phosphatmineralien steht, da auch in den Aluminiumphosphaten Wavellit und Türkis ein höherer Urangehalt ermittelt wurde.

Über den Einfluß anderer Komponenten der Phosphorite liegt bedeutend weniger Material vor, infolgedessen kann das Verhältnis dieser Komponenten zu den Urankonzentrationen nicht exakt definiert werden.

DAVIDSON & ATKIN stellten fest, daß mit wachsendem Karbonatgehalt der Phosphoritlagerstätten die Urankonzentration abnimmt, d. h. eine reziproke Korrelation besteht. Nach diesen Autoren enthalten die Phosphoritkonkretionen in Kalklagerstätten bedeutend weniger Uran als Konkretionen in Ton- oder Sandlagerstätten.

Die in den Arbeiten THOMPSONS (1953, 1954) dargelegten Abhängigkeiten zwischen Zusammensetzung der Phosphorite und Urangehalt sind äußerst interessant. Bei den einzelnen Proben besteht eine einfache Beziehung zwischen Uranmenge und dem  $CO_2$ - und F-Gehalt. Diese Beziehung ist bei hohem U-Gehalt (0,030% U) sehr deutlich. Gleichzeitig ist bei Proben mit hohem Urangehalt eine reziproke Abhängigkeit zwischen Uranmenge und Gehalt an organischer Substanz, dagegen bei Proben von geringem Gehalt (unter 0,010% U) eine direkte Abhängigkeit vorhanden.

Der für die verschiedenen Gebiete errechnete Durchschnitt zeigt ein anderes Bild. Bei der Zusammenstellung des Mittels für die einzelnen Gebiete ist die Uranmenge im Phosphorit direkt proportional dem Gehalt an organischer Substanz und umgekehrt proportional dem Gehalt an F,  $CO_2$  und sogar dem  $P_2O_5$ -Gehalt.

THOMPSON analysierte nur die Phosphorite aus einem bestimmten, ziemlich begrenzten Gebiet der USA, und deshalb ist es ungewiß, in welchem Grad man die obigen Beobachtungen auf dem gesamten Fragenkomplex der Urankonzentration in den Phosphoriten ausdehnen kann.

PIEŃKOWSKI (1953) stellte auf Grund von Analysen polnischer Phosphorite fest, daß die Radioaktivität (Urangehalt?) vom Alter des Phosphorites abhängig ist. Die jüngeren Phosphorite besitzen eine bedeutend höhere Radioaktivität. PIEŃKOWSKI gibt leider nur die Werte der Radioaktivitätsmessungen an, ohne die untersuchten Phosphorite chemisch oder mineralogisch zu charakterisieren. Deshalb kann man also nicht feststellen, ob diese Intensitätsänderung der Radioaktivität tatsächlich mit dem Alter der Phosphorite zusammenhängt oder durch andere Faktoren verursacht wird.

#### *Die Entstehung der Urankonzentration in Phosphoriten*

Für eindeutige Aussagen über die Bedingungen der Urankonzentration in den Phosphoriten liegt noch zu

wenig Tatsachenmaterial vor. Man kann ihre Entstehung nur annähernd rekonstruieren. Die Urananreicherung in Phosphoriten kann auf folgende Weise vor sich gehen: 1. durch Fällung aus dem Meerwasser, zusammen mit Phosphor, bei der Bildung der Phosphoritlagerstätten; 2. durch Adsorption des Urans aus dem Meerwasser durch die Phosphatsedimente; 3. durch Adsorption des Urans aus den in der Lagerstätte zirkulierenden Wässern.

Bei den meisten Phosphoriten erfolgte die Urankonzentration wahrscheinlich durch die beiden zuerst genannten Vorgänge; aber auch die dritte Möglichkeit ist wesentlich. Infolge unzureichender Unterlagen kann man noch nicht entscheiden, welcher von den beiden ersten Bildungsphasen der Urankonzentration größere Bedeutung beizumessen ist. Im Meerwasser ist das Verhältnis U zu P bedeutend höher als in den Phosphoriten. Beim Meerwasser wird dieses Verhältnis durch Hundertstel und Zehntel ausgedrückt; bei Phosphoriten aber ist es, abgesehen von einzelnen Ausnahmen, höher als Tausendstel<sup>3</sup>). Wenn wir bedenken, daß bei der Entstehung der Phosphoritlagerstätten aus einer bestimmten, begrenzten Meerwassermenge die gesamte in ihr enthaltene Phosphatmenge gefällt wird, dann liefert die parallel verlaufende Fällung des geringen Teiles (0,1 Gehalt oder noch weniger) Uran, das in demselben Volumen enthalten ist, schließlich Phosphatablagerungen mit der in den Phosphoriten anzutreffenden Urankonzentration. Man könnte also ohne zusätzliche Begründung annehmen, daß die Urankonzentrationen direkt durch Fällung der Phosphate aus dem Meerwasser entstehen. Man darf jedoch nicht die Absorptions- und Adsorptionsfähigkeiten der Phosphate unberücksichtigt lassen.

DAVIDSON & ATKIN stellten fest, daß der Guano bedeutend weniger Uran enthält als Phosphatgesteine, die durch Diagenese von Guanoablagerungen entstanden sind. Diese Gesteine waren während eines bestimmten Zeitabschnittes mit dem Meerwasser in Berührung. Urananreicherungen in manchen Konkretionen, Knochen und Apatiten sind dagegen an der Oberfläche entstanden. Gleichzeitig führt MOORE (1954) in seiner Arbeit an, daß ein zerkleinertes Phosphatgestein (ohne nähere Bezeichnung) aus einer verdünnten Uranylsulfatlösung im Verlauf von 19 Tagen 63% des U-Gehaltes absorbierte.

Hinsichtlich der Absorptionsfähigkeiten der Phosphate ist anzunehmen, daß zumindest ein Teil des Urans in den Phosphoriten nicht durch gleichzeitige Fällung mit den Phosphaten, sondern auf dem Wege der Adsorption des Urans aus dem Meerwasser durch die gefällten Phosphate akkumuliert worden ist.

Wahrscheinlich spielt der Adsorptionsvorgang die geringere Rolle, obwohl in manchen Fällen Adsorptionsvorgänge zweifellos festgestellt werden konnten. In einer diagenetischen Lagerstätte verursachten die zirkulierenden Wässer Urananreicherungen an den Kluftflächen in Apatiten (DAVIDSON & ATKIN 1953) und geringe Imprägnationen von Uranmineralien (ARAMBOURG & ORCEL). Anreicherungen an der Oberfläche sind Ausnahmen, so daß wahrscheinlich die Rolle dieses Prozesses wesentlich geringer als der beiden vorher genannten Vorgänge ist.

<sup>3</sup>) Nach KLENOWA (1948) bewegt sich der P-Gehalt im Meerwasser von einigen zehn bis zu einigen hundert mg/m<sup>3</sup>, dagegen beträgt nach KOCZY (1950) der Urangehalt im Meerwasser etwas über 1 mg/m<sup>3</sup>.



## Literatur

- ADAMS, I. A. S., and W. J. MAECK: Fluorometric and colorimetric microdetermination of uranium in rocks and minerals. *Anal. Chem.*, 1954, vol. 26, Nr. 10.
- ARAMBOURG, G., and J. ORCEL: Observations préliminaires sur la présence d'un vanadate d'urane dans les gisements de phosphates du Maroc. *C. R. Acad. Sc. Paris* 1951, vol. 233.
- DAVIDSON, C. F., and D. ATKIN: On the occurrence of uranium in phosphate rocks. *C. R. XIX Sess. Congr. geol. intern.*, Alger 1952, sec. 11, 1953.
- GRIMALDI, F. S., and N. S. GUTTAG: Short routine direct method for the fluorometric determination of uranium in phosphate rocks, *Geol. Surv. Bull.* 1954, Nr. 1006.
- KIRSCH, G.: *Geologie und Radioaktivität*. Berlin 1928.
- KLENOWA, M. W.: *Geologie des Meeres* (russisch), Moskau 1948.
- KOCZY, G.: Weitere Uranbestimmungen an Meerwasserproben. *Sitz.-Ber. Österr. Akad. Wiss. Math.-naturw. Kl. IIa*, 158, 1950.
- MOORE, G. W.: Extraction of uranium from aqueous solution, by coal and some other materials. *Econ. Geol.* 1954, vol. 49, Nr. 6.
- PIENKOWSKI, S.: Radioactivité d'un groupe de phosphorites polonaises. *I. Bull. Acad. Pol. Sc.*, 1953, vol. 1, Nr. 1–2.
- STRUTT, H. R. J.: The accumulation of helium in geological time. *Proc. Roy. Soc. London* 1908. Ser. A, vol. 81.
- THOMPSON, M. E.: Distribution of uranium in rich phosphate beds of the phosphoria formation. *Geol. Surv. Bull.* 1953, Nr. 988–D.
- Further studies of the distribution of uranium in rich phosphate beds of the phosphoria formation. *Geol. Surv. Bull.* 1954, Nr. 1009–D.

## Geochemische Folgerungen aus der Verteilung der Eisen- und Calciumgehalte in Salzgesteinen des Staßfurt-Zyklus<sup>1)</sup>

Von U. MARR, Meißen

Die geochemische Methode der Lagerstättenforschung und -erkundung gründet sich auf die Gesetzmäßigkeiten in Vergesellschaftung und Verteilung der chemischen Elemente. Für die Kombinationen der chemischen Elemente sind sowohl in der magmatischen als auch in der salinaren Abfolge vorwiegend chemisch-physikalische Gesetze wirksam.

Die Untersuchung der chemisch-physikalischen Gleichgewichte im „quinären System der ozeanischen Salze“ wurde durch die Belange der Kaliindustrie schon vor dem ersten Weltkrieg eingeleitet. Die dort gewonnenen Ergebnisse wurden auf die natürlichen Paragenesen der Salzlagerstätten übertragen. Mit ihrer Hilfe konnte man die Umwandlungen von Carnallitgestein in Hart-salz oder in das „vertaubte Lager“ erklären. Die primären Kristallisationsfolgen ließen sich jedoch nicht ausreichend durch die Zustandsdiagramme ermitteln.

Als einzige geochemische Methode ist bisher lediglich die „Bromkartierung“ (D'ANS, KÜHN, BAAR) angewandt worden. Da aber die in Frage kommenden Bromsalze leicht löslich sind, nehmen sie auch an allen Gleichgewichten teil, wenn Metamorphosenlaugen einwirken. Deshalb eignet sich diese Methode nicht für die Bestimmung der primären Paragenesen und Ablagerungsbedingungen.

Für diesen Zweck können nur diejenigen Elemente herangezogen werden, die zwar bei der ersten Auskristallisation an den chemischen Gleichgewichten teilgenommen haben, dann aber infolge Verschiebung z. B. des Redoxpotentials oder des  $p_H$ -Wertes irreversibel aus diesen Gleichgewichten ausschieden. Das betrifft im salinaren Bereich u. a. Aluminium und Eisen, die beide in bestimmten  $p_H$ -Bereichen als oxydische Niederschläge ausfallen. Das Eisen reagiert zusätzlich noch auf Veränderungen des Redoxpotentials.

Bei Untersuchungen auf den Kaligruben Roßleben-Wendelstein und Georg-Unstrut in Thüringen zeigte es sich, daß anscheinend zwischen den  $K_2O$ -Gehalten und den  $Fe_2O_3$ -Gehalten ein und derselben Probe gesetzmäßige Beziehungen bestehen. Und zwar stiegen in normal zusammengesetztem kieseritisches Hartsalz die von uns eingeführten Werte  $F = \log. Fe_2O_3 \cdot 10^3 / K_2O$  von durchschnittlich etwa 0,9 in Höhe der 10. Unstrutbank auf etwa 1,3 unmittelbar unter dem Decksteinsalz an.

Abb. 1 gibt eine derartige Wertfolge wieder. Wir bezeichnen sie kurz als F-Gerade, weil die einzelnen Punkte mehr oder weniger deutlich um eine Ausgleichsgerade pendeln. Auch die bisher untersuchten Carnallitproben von beiden Gruben wie auch aus einer Horizontalbohrung von Friedenshall (Solvayhall) bei Bernburg ordnen sich in dieselbe Folge ein.

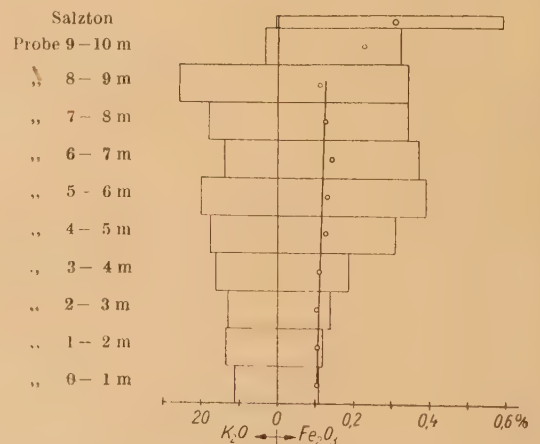


Abb. 1. F-Gerade für ein polyhalitisch-kieseritisches Hartsalz von Roßleben-Wendelstein

$\circ = \log \frac{Fe_2O_3 \cdot 10^3}{K_2O}$  Maßstab: die F-Werte 2 u. f. liegen entsprechend den  $Fe_2O_3$ -Gehalten 0,2 u. f.

Als normal zusammengesetztes kieseritisches Hartsalz sehen wir nach den bisherigen Untersuchungen ein Salzgestein mit durchschnittlich etwa 20%  $K_2O$  an, wobei die liegenden Horizonte um 15%, die hangenden um 25%  $K_2O$  führen. Die ersten 60 Bohrmeter Carnallitgestein aus der oben erwähnten Bohrung von Friedenshall wiesen einen  $K_2O$ -Gehalt von durchschnittlich 8,1% auf, bei F-Werten, die dem liegenden Teil der Hangendgruppe des Flözes entsprechen. Beide Gesteine sind also einander gleichwertig, wie sich auch aus den Berechnungen von BAAR (1952) ergibt.

In vertaubten Lagerbereichen sind die  $K_2O$ -Gehalte sekundär verringert, während die  $Fe_2O_3$ -Gehalte ihre

<sup>1)</sup> Autorreferat über die in der Zeitschrift „Geologie“ in den Heften 1, 2 und 4 (1957) erscheinenden Aufsätze:

1. Zur Verteilung der Eisengehalte in Salzgesteinen des Staßfurt-Zyklus.  
2. Über die Steinsalzlagerstätten und Unstrutbänke sowie die Möglichkeit, beide Schemata zu parallelisieren.

Literatur siehe die oben erwähnten Veröffentlichungen.



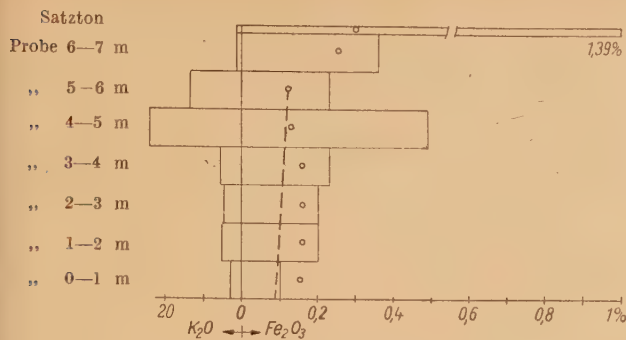


Abb. 2. F-Gerade für ein vertaubtes Hartsalz von Georg-Unstrut. Legende wie Abb. 1

normale Höhe behalten haben. Daraus folgt, daß die F-Werte ansteigen müssen, vgl. Abb. 2. Dagegen sinken in sylvinitischen Zonen die F-Werte ab, wie z. B. häufig auch in dem Horizont unmittelbar unter dem Decksteinsalz, vgl. nochmals Abb. 1.

Rechnet man nun die für die Mischkristallbildung zwischen normalem Carnallit und Eisencarnallit notwendigen Anreicherungen des Eisengehaltes in der Mutterlauge nach einem vereinfachten Verfahren durch, so kommt man zu dem überraschenden Ergebnis, daß höhere Bildungstemperaturen auszuschließen sind. Unter den Bedingungen des quinären Systems der ozeanischen Salze lassen sich die Anreicherungen gesetzmäßig nur erzielen, wenn die Temperatur  $10^{\circ}\text{C}$  nicht wesentlich übersteigt.

In einem derartigen Temperaturbereich sind nur Paragenesen stabil, in denen kein Kainit auftritt. Damit stehen die bergmännischen Beobachtungen in Übereinstimmung, daß ein Staßfurt-Flöz in primärer kainitischer Ausbildung nicht bekannt ist. Außerdem wäre darauf hinzuweisen, daß bei derartigen tiefen Bildungstemperaturen das Carnallitgestein primär von einem liegenden Hartsalzbesteg begleitet sein muß.

Die notwendige Eisenanreicherung setzt jedoch voraus, daß sich der Kristallisationsvorgang nicht im Stabilitätsbereich des  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  abspielt. Das ist nur bei niedrigen  $\text{pH}$ -Werten der Fall, etwa bis  $\text{pH}^3$  (GEDEON, 1952). Auf derartige Bildungsbedingungen kann man das quinäre System nicht mehr anwenden, so daß die Frage der niedrigen Bildungstemperatur damit gegenstandslos wird.

Man muß daher annehmen, daß sich das Redoxpotential des Salzes derart verschiebt, daß im wesentlichen  $\text{Fe}^{++}$  und nicht  $\text{Fe}^{+++}$  auftritt. Als Reduktionsmittel wirkt im marinen Bereich meist  $\text{H}_2\text{S}$ . Für das Meeresbecken, aus dem sich das Kaliflöz des Staßfurt-Zyklus bildete, müssen wir also folgern, daß die Zirkulation der Lösungen stark gehemmt war und sich Verhältnisse einstellen, wie sie für die Bildung bituminöser Gesteine günstig sind.

Diese zunächst ungewohnte Folgerung läßt sich auf verschiedene Weise stützen. Zunächst enthält tatsächlich das Ältere Steinsalz örtliche Gase und Erdölspuren. Auch der  $\text{CaSO}_4$ -Gehalt der Salzgesteine des Staßfurt-Zyklus kann unter den Bedingungen des quinären Systems der ozeanischen Salze nicht erklärt werden. Er ist in den hangenden Partien durchschnittlich etwa viermal so hoch.

Unsere bisherigen Kartierungsergebnisse im Magdeburg-Halberstädter Becken und im Unstrutgebiet haben gezeigt, daß die  $\text{CaSO}_4$ -Gehalte der Salzgesteine

relativ horizontbeständig sind. Durchschnittlich fanden wir im kieseritischen Hartsalz in den hangenden Horizonten des Flözes etwa 8% Polyhalit, in den mittleren etwa 4% und in den liegenden etwa 2%, wobei die einzelnen „Polyhalit-Zonen“ unter bestimmten Bedingungen geradezu als stratigraphische Leithorizonte verwendet werden können.

Die  $\text{CaO}$ -Gehalte des polyhalitisch-kieseritischen Hartsalzes lassen sich nicht ohne weiteres aus den  $\text{CaO}$ -Gehalten des anhydritischen Carnallitgesteins ableiten. Sie lassen sich jedoch realisieren, wenn man die häufig vorkommenden Tachyhydritgehalte mit in Rechnung setzt. Die oben erwähnte Horizontbeständigkeit der Polyhalit-Zonen spricht somit gegen eine sekundäre Tachyhydritbildung durch örtliche Einwanderung  $\text{CaCl}_2$ -haltiger Laugen in das Carnallitgestein.

Die bisherige Ablehnung einer primären Paragenese von Steinsalz-Kieserit (Hexahydrit?, Reichardt?) - Carnallit-Tachyhydrit  $\pm$  Anhydrit (Gips?) dürfte ihren Grund in dem Festhalten an den Vorstellungen des quinären Systems der ozeanischen Salze haben. Das Auftreten von Carnallit und Tachyhydrit als gleichzeitige Bodenkörper bei der Kristallisation ist z. B. typisch für die Bildung aus salzsaurer Lösung — also entsprechend den von uns aus dem Verhalten der Eisengehalte abgeleiteten Bedingungen.

Unter diesen Bedingungen wird es wahrscheinlich, daß die von TINNES (1928), MIDDENDORF (1930) und AHLBORN (1934) nachgewiesene metamorphe Entwicklungsreihe Carnallitgestein — sylvinitisches Hartsalz — kieseritisches Hartsalz — langbeinitisches Hartsalz-Vertaubung um das Anfangsglied „tachyhydritisches Carnallitgestein“ erweitert werden muß. Daß der Tachyhydrit ein primärer Gemengteil ist, hat FULDA stets vertreten, obwohl sich seine Vermutungen nur auf Beobachtungen in den Gruben stützen konnten.

Wenn als Anfangsglied der Entwicklungsreihe ein tachyhydritisches Carnallitgestein angenommen werden muß, wird dessen Auftreten um so häufiger zu erwarten sein, je weiter wir uns bei den Grubenauffahrungen von den Störungsbereichen entfernen, in denen Hartsalze und Vertaubungen nachgewiesen sind. Diese Tendenz ist sowohl am Teutschenthaler Sattel als auch am Ascherslebener Sattel ausgeprägt.

Kombiniert man die Ergebnisse der Eisen- und der Calciumverteilung im Staßfurt-Flöz, so läßt sich die Parallelisierung der Unstrutbänke des Südharz- und Unstrutgebietes mit den Steinsalzleitbänken des Magdeburg-Halberstädter Reviers auf eine ganz neue Grundlage stellen. Danach wäre der Umschlagsbereich zwischen den Polyhalit-Zonen I und II in Höhe der 10. Unstrutbank mit einem F-Wert von 0,9 gleichwertig dem Bereich der Steinsalzleitbänke H, I,  $\text{JRÖZSA}$ , da sich hier dieselben geochemischen Verhältnisse einstellen.

In der Doppelabbildung 3 sind oben die Parallelisierungsversuche von TINNES, MIDDENDORF und STORCK (1937) dargestellt neben der von uns vorgeschlagenen Zuordnung. Diese stützt sich auf die im unteren Bild wiedergegebenen Ausbildungsbereiche der Polyhalit-Zonen.

Danach hätten TINNES und MIDDENDORF die Liegendgruppe des Kaliflözes richtig parallelisiert, nicht aber STORCK. Letzteres ist bedingt durch das Fehlen der typischen Kombination der 9. und 10. Unstrutbank im Nordharzgebiet. Übrigens hat auch AHLBORN auf





Abb. 3. Parallelisierung von Steinsalzleitbänken und Unstrutbänken auf geochemischer Grundlage

Oben: Vergleich zwischen den Hartsalzprofilen von TINNES (a, c und f, letzteres unter Zufügung der hangenden Begleitbänken der 10. Unstrutbank) und STORCK (d) und dem Normalprofil von LÜCK (b und e) nach Erweiterung in seinem liegenden Bereich durch MARR

a/b Parallelisierung durch TINNES  
b/c " " MIDDENDORF  
c/d " " STORCK  
d/e " " MARR  
e/f " " MARR

Unten: Wiederholung unter Eintragung der Polyhalitzonen I mit 8, II mit 4, III mit 2% Polyhalit

vorwiegend struktureller Basis einen Parallelisierungsvorschlag gemacht, der sich mit unserer Auffassung im wesentlichen deckt.

Führt man die Parallelisierung in der vorgeschlagenen Weise durch, setzt nunmehr vom Südhaz über das Unstrutgebiet bis an den Staßfurter Sattel die bauwürdige Ausbildung des Staßfurt-Flözes einheitlich etwa in Höhe der 10. Unstrutbank ein. Das Erreichen eines bestimmten geochemischen Gleichgewichtszustandes drückt sich also nicht nur in der Ausbildung analoger F-Werte und Polyhalit-Zonen, sondern auch in der  $K_2O$ -Führung aus.

Dieses Ergebnis möchten wir zum Anlaß nehmen, darauf hinzuweisen, daß sich wahrscheinlich noch manches Problem der Salzmineralogie und -geologie leichter lösen lassen würde, wenn wir uns endlich aus der Befangenheit in den Vorstellungen des quinären Systems der ozeanischen Salze lösen könnten.

### Steigerung der Aluminiumgewinnung in den USA

Die Aluminiumproduktionskapazität erster Schmelzung wird sich voraussichtlich in den USA bis Ende 1958 auf 2457 000 sh. t. gegenüber dem jetzigen Stand von 1 775 000 sh. t. erhöht haben. Die Gesamtverfügbarkeit von Aluminium einschließlich Einfuhren und Umschmelzmetall werden von gegenwärtig 2 350 000 sh. t. bis Ende 1959 auf 3 367 000 sh. t. steigen. Für 1960 rechnet die Industrie mit einem Aluminiumbedarf in den USA zwischen 3,1 und 3,3 Mio sh. t.

Im Staate Washington wird ein neues Wasserkraftwerk mit einer Aluminiumhütte gebaut. Für die Errichtung des Staudammes sind 110 Mio \$ veranschlagt. Das Wasserkraftwerk soll später auf 480 000 kW ausgebaut werden, was eine Produktion von 210 000 sh. t. im Jahr ermöglichen wird. Die Kaiser Bauxite Co. hat aus der Produktion ihrer Bauxitgruben auf Jamaika im letzten Jahr 1,84 Mio lg. t. Bauxit verschifft, das sind 258 000 lg. t. mehr als im Jahre 1954. Die Gesellschaft nimmt zur Zeit einen Ausbau der Förderkapazität ihrer Gruben auf 4,1 Mio lg. t. pro Jahr vor.

### Kupfer in Chile

Auf der neuen El Salvador-Grube in Chile konnten durch Bohrungen die bisher auf etwa 78 Mio. t berechneten Erzvorräte auf etwa 200 Mio. t mit durchschnittlich 1,6% Cu erhöht werden. Es werden daher zum weiteren Aufschluß der Grube mehr als 27 Mio \$ gegenüber dem ursprünglichen Plan investiert werden.

### Hintergründe des Sinai-Konfliktes

Das „Spandauer Volksblatt“ vom 4. 1. 57 teilt mit: „Der Streit zwischen Israel und Ägypten um die Halbinsel Sinai hat nach Ansicht von internationalen Ölfachleuten nicht nur strategische Gründe. Die Halbinsel besitzt nämlich einige nicht uninteressante Ölvorkommen.

Im gemeinsamen Besitz der Anglo-Egyptian Oilfields Ltd. (Shell) und der Mobil Oil Egypt INCWM befinden sich die drei Felder Sudr, Asel und Ras Matarma, wo im ersten Halbjahr 1956 zusammen 1 735 000 Barrels gefördert wurden. Durch die Internationale Egyptian Oil Co. (30% Petrofina) sind in neuerer Zeit zwei weitere Vorkommen bei Belayim und Wadi Feiran erschlossen worden, wo in den ersten sechs Monaten vorigen Jahres zusammen 875 000 Barrels Rohöl gefördert worden sind. Die Explorationstätigkeit der in der westlichen Wüste, ebenfalls auf Sinai, operierenden Sahara Petroleum Co. (eine Gemeinschaftsgründung unabhängiger amerikanischer Ölgesellschaften) hat bisher noch keine greifbaren Erfolge erzielen können.

Vergleichsweise wird erwähnt, daß in den alten Feldern außerhalb Sinais an der Westküste des Roten Meeres (Ras Gharib, Hurghada) im ersten Halbjahr 4 150 000 Barrels gefördert wurden. Die Erzeugung in diesen schon viele Jahre in Produktion befindlichen Feldern geht jedoch ständig zurück. Ägyptens Mineralölbedarf konnte bisher nur knapp zur Hälfte aus der einheimischen Rohölförderung gedeckt werden.“







b) das Kostenvolumen des Stützpunktes wird von der Verwaltung erhöht, und zwar in einer ihr zur Verfügung stehenden Reserve in Höhe von 3% der gesamten Erkundungsmittel, d. h. also, daß die Verwaltung bei der Planung zunächst nur 97% der zur Verfügung stehenden Mittel an die Objekte bindet.

Die geologischen Vorprofile liegen 6 Monate vor Beginn einer Bohrung vor. Seitens der Technik wird anhand dieser Vorprofile die Leistung je Gerät ermittelt. Der Leistungsplan wird quartalsweise und auch monatlich aufgestellt. Beachtenswert ist die durchgehende Arbeitszeit. Nicht gearbeitet wird lediglich an den 5 Feiertagen: 1. Mai = 2 Tage, Tag der Oktoberrevolution = 2 Tage, Tag der Verfassung = 1 Tag.

Die Durchführung der sogenannten „Rollenden Woche“ ist möglich, weil jeder Brigade 2 Mann als Ersatzleute oder Springer beigegeben sind. Schon durch diese Arbeitsweise ist eine Steigerung der Leistung um 20% gegeben; sie hat noch den Vorteil, daß keine Havarien und Störungen wegen Stillstandes des Bohrwerkzeuges auftreten können. Für den Geräteeinsatz sind Normen eingeführt. 64% der gesamten Gerätekapazität sind im Einsatz. Die übrigen 36% verteilen sich auf 18% für Generalreparaturen und 18% für Reserve. Dieser prozentuale Anteil ist je nach geographischen und klimatischen Bedingungen verschieden.

Während des Aufenthaltes in Moskau wurden die Industrie- und Landwirtschaftsausstellung besucht und Neuentwicklungen von Bohranlagen besichtigt. Der Verfasser möchte nur einige Typen anführen:

1. Die Uralmasch.-Anlage, Type 6 E für 3000 m TK mit pneumatisch selbsttätig spannender Gestängezange, einer automatisch arbeitenden Keiltopf-Einbau und Auswerferinrichtung, einem automatischen Spülungsmeßgerät;

2. ein hydraulisch gesteuertes Untertagebohrgerät für einen max. Bohrdurchmesser von 200 mm und einer TK von 305 m, Schwenkmöglichkeit 360° vertikal, 120° horizontal. Der Antrieb erfolgt durch eine mehrstufige axial gelagerte Turbine mit einer Leistung von 16 PS.

Zu nennen sind noch Kartierungsgeräte mit hoher Leistung.

Es konnte festgestellt werden, daß alle Konstruktionen dem neuesten Stand der Technik entsprechen.

Es ist das Kennzeichnende des Sowjetmenschen, daß er sich aus voller Überzeugung mit einer wahren Begeisterung für die Entwicklung seines geliebten Vaterlandes einsetzt. Daraus erwachsen auch die hervorragenden Leistungen auf jedem Arbeitsgebiet. Es ist jedem zu wünschen, diese prächtigen Menschen bei ihrer Arbeit kennenzulernen. Unsere Reise führte uns von Moskau nach Kiew zur Verwaltung für das Gebiet der Ukraine, von dort nach Dnepropetrowsk zur Stützpunktverwaltung und dann nach Nowo-Moskowsk, um einen Stützpunkt mit allen seinen Einrichtungen kennenzulernen. Überall wurden wir in herzlicher Freundschaft empfangen und behandelt. Es gab keine Geheimnisse zwischen uns, da ja doch beide Länder das Freundschaftsband immer enger geknüpft haben. Schon die Großzügigkeit unserer sowjetischen Freunde, uns alles zu zeigen und zu erklären, zeugt von der Tiefe der Freundschaft und ist Beweis genug, wie ernst es ihnen ist, uns bei der Durchführung unserer Aufgaben zu unterstützen, um unsere Friedenswirtschaft und den Sozialismus aufzubauen.

Alle uns von den Mitarbeitern des Ministeriums in Moskau gegebenen Informationen fanden ihre Bestätigung in den Verwaltungen und auf dem Bohrfeld.

Wir besuchten einen Stützpunkt und nahmen Einsicht in die Bohrjournale und Leistungsbücher ab 1951. Es sei besonders bemerkt, daß überall eine äußerst peinliche und exakte Buchführung festgestellt werden konnte, die dem verantwortlichen Leiter jederzeit ein genaues Bild über den Stand und die Entwicklung gibt.

Einige Beispiele über die Leistung auf dem Bohrfeld:

Durchschnittliche Leistung pro Anlage und Monat aller auf dem Bohrfeld eingesetzten Anlagen, bezogen auf 800 m Teufe bei Härte V, von 1951 = 100%, 1956 = 290%. Kostensenkung pro Bohrmeter von 1951 bis 1956 = 50%. Die reinen Bohrzeiten steigerten sich vom Jahre 1951 mit 31% bis zum Jahre 1956 auf 58,5%. Die unproduktiven Zeiten wurden, von 27% im Jahre 1951 auf 8,5% im Jahre 1956 gesenkt, wobei die Havarien von 2,3% auf 1,4 gesenkt wurden. Der Kerngewinn schwankt zwischen 80—90%.

Über die Leistung der hydraulisch gesteuerten Bohrmaschine vom Typ SIF 650 A wurden uns folgende Angaben übermittelt:

1953	1954	1955
1648 m	4304 m	5753 m = 348%.

Die reine Bohrzeit dieses Gerätes betrug 1955 = 65%, die Umbauzeiten zum Gesamteinsatz = 7%. Die Wartezeiten und Havarien senkten sich auf 2,5%.

Wie sind diese guten Leistungen zu erzielen? Alle Bohrungen werden im Leistungslohn niedergebracht. Die Abrechnung der Leistungslöhne erfolgt grundsätzlich auf der Basis des Metergeldes. Diese Methode ist schon seit Jahren auf allen Bohranlagen eingeführt und hat sich in jeder Beziehung bewährt.

Die Bestätigung des Härtegrades der durchteuften Schichten wird von dem auf den Anlagen ständig weilenden Geologietechniker durchgeführt.

Grundsätzlich werden alle Kernstrecken bei der Niederbringung der Bohrung nicht in die Norm einbezogen. Dafür wird als Ausgleich für den Verlust an Leistungslohn eine Kernprämie gezahlt.

Bei der Abrechnung wird die gesamte Bohranlage als Brigade betrachtet; die Verrechnung erfolgt im Kollektivleistungslohn. In diesen Leistungslohn sind die schichtführenden Bohrmeister mit einbezogen, während die Oberbohrmeister im allgemeinen Monatsgehalt beziehen. Die Lohnabrechnung erfolgt täglich auf der Anlage, so daß jedem Belegschaftsmitglied am Ende der verfahrenen Schicht bekannt ist, wie hoch der Verdienst ist.

Die von den Oberbohrmeistern täglich aufzustellenden Lohnnachweise werden der Lohnbuchhaltung des Stützpunktes zugeleitet, so daß der Lohnbuchhalter die Bezüge der einzelnen Belegschaftsmitglieder laufend fortschreiben kann und am Monatsabschluß lediglich addiert.

Für Arbeiten auf dem Bohrfeld wird Trennungsschädigung gewährt, wenn die Notwendigkeit zur Führung eines doppelten Haushaltes vorliegt. Diese beträgt für Produktionsarbeiter 25% des monatlichen Durchschnittseinkommens, für Angestellte 40%, für Ingenieure und Techniker 60%, höchstens jedoch 800 Rubel im Monat bzw. 26 Rubel je Tag.

Für die Gewährung von Prämien an das leitende ingenieurtechnische Personal, Meister und leitende kaufmännische Angestellte gibt es eine gesetzliche Verord-



nung. Nach dieser Verordnung werden bei Erfüllung bzw. Übererfüllung der Pläne in den Stützpunkten monatlich Prämien bis zu 100% des Monateinkommens gewährt.

In den Verwaltungen erfolgt die Zahlung von Prämien bei Vorliegen der entsprechenden Voraussetzungen quartalsweise, maximal bis zu 300% des Monateinkommens. Prämien werden bis zu 100% im Lohnfonds eingeplant, während Übererfüllungen zu Lasten der Selbstkostensenkung finanziert werden müssen.

In den Hauptverwaltungen und Ministerien werden keine Prämien für Erfüllung bzw. Übererfüllung gezahlt, es sei denn, es liegen besondere Leistungen vor, die aus einem Sonderfonds des Haushaltes gedeckt werden.

Große Beachtung findet die Durchführung des sozialistischen Wettbewerbs. Es gibt 2 Arten:

1. den sozialistischen Allunionswettbewerb,
2. den Wettbewerb innerhalb der Verwaltung von Stützpunkt zu Stützpunkt.

Die Ergebnisse werden bei der ersten Art durch das Kollegium beim Minister des Ministeriums für Geologie und Lagerstättenpflege zusammen mit dem ZK der Gewerkschaft bewertet; bei der zweiten Art durch die Leitung der Verwaltung und das Präsidium der Unionsgewerkschaft. Der Sieger des Wettbewerbes erhält die rote Fahne des ZK der Gewerkschaften bzw. die Fahne der Verwaltung und des Präsidiums der Gewerkschaften.

Als hervorragend ist die Popularisierung der besten Arbeitsmethoden sowie aller technischen Verbesserungen zu bezeichnen. Diese Popularisierung geschieht durch Plakate, die in der eigenen Druckerei der Verwaltung hergestellt werden.

Es hat also jeder Bohrkumpel die Möglichkeit, sich mit den Neuerungen vertraut zu machen und sie nutzbringend anzuwenden.

Für eine ausreichende Materialversorgung wirken sich besonders nachteilig Entfernungen und klimatische Verhältnisse aus. Diesen besonderen Verhältnissen wird bei der Festlegung der Richtsatztage bzw. der Material-

vorratsnormen entsprochen. Besonders verkehrstechnisch schwierig erreichbare Anlagen, deren Versorgung mitunter nur während eines beschränkten Zeitraumes von 1—2 Monaten im Jahre möglich ist, haben Vorratsnormen bis zu 360 Tagen. Der Durchschnittssatz aller Vorratsnormen auf der Ebene des Ministeriums beträgt 80 Tage. Die Materialplanung geht in der gleichen Weise vor sich wie in der DDR, d. h., daß die Bedarfspläne in den untersten Einheiten unter Berücksichtigung der Materialverbrauchsnormen aufgestellt werden. Die Zusammenfassung erfolgt in der jeweils übergeordneten Einheit, die die Bedarfspläne zusammenfaßt und über die Hauptverwaltung an das Ministerium weiterleitet. Das Ministerium faßt die von den Hauptverwaltungen eingereichten Bedarfspläne zu einem Materialbedarfsplan zusammen und reicht diesen an die Plankommission zur Bestätigung ein.

Die gleiche Regelung wird für die Versorgung mit Ersatzteilen angewandt, d. h. die Bedarfsermittlung für die Bereitstellung der erforderlichen Ersatzteile wird im Stützpunkt vorgenommen, der Verwaltung zugeleitet, dort zusammengefaßt und über die Hauptverwaltung dem Ministerium zugeleitet. Am 15. November jeden Jahres vergibt das Ministerium die Aufträge an die Herstellerfirmen nach einem in Quartale aufgeschlüsselten Plan.

Die Nachrichtenvermittlung zwischen Ministerium und den territorialen Verwaltungen und Bohranlagen geschieht mittels Fernschreiber, Telefon und UKW-Sende- und Empfangsstationen. Insgesamt sind 6800 Funkgeräte mit eigenem Wellenbereich im Einsatz.

Aus dem umfangreichen Arbeitsprogramm, das die Delegation während ihres Aufenthaltes in der Sowjetunion durchzuführen hatte, sind nur einige Fragen herausgegriffen worden.

Bei der Auswertung der Studienreise kann und muß gesagt werden, daß die vielen Anregungen, die wir erhielten, dazu beitragen werden, die Arbeit auf den Bohrfeldern auch bei uns in der DDR wesentlich zu verbessern.

## Erste Erfolge mit Turbobohrern in der USA

Das amerikanische Oil and Gas Journal veröffentlichte in seiner Ausgabe vom 5. Nov. 1956 auf Seite 66 einen Bericht aus dem folgendes hervorgeht.

Die amerikanische Firma „Dresser Industries, Inc.“ führte auf der Jahrestagung der „Independent Petroleum Association of America“ eines der 40 aus der Sowjetunion importierten Turbo-Geräte vor. Ein 10-Zoll-Gerät war fast zwei Wochen lang mit einer normalen 12¾ Zoll-Bohrkrone ausprobiert worden. In dem verhältnismäßig weichen Material wurde in 2 Stunden wirklicher Bohrzeit eine Tiefe von 1085 Fuß erreicht, was einem Bohrfortschritt von 10 Fuß je Minute gleichkommt.

Während der Vorführung stand die Bohrung in einer schieferigen Kalksteinzone. Die Spülung zirkulierte mit einer Geschwindigkeit von 630 Gallonen je Minute bei einer Kapazität von 1000 Gallonen. Ebenso war die Meißelbelastung bedeutend geringer als die normale von 40 000 lb. Die Rotation des Meißels betrug 600 bis 700 Umdrehungen je Minute.

Der technische Direktor der Firma Dresser wies daraufhin, daß sich die Vorteile der sowjetischen Turbobohrgeräte aber erst in harten Gesteinen richtig zeigen. Der Dresser-Präsident J. B. O'CONNOR, „einer der wenigen Westler, die die Turbobohrer beim Einsatz in russischen Feldern gesehen haben“, unterstrich diese Meinung und fügte hinzu, daß in der Sowjet-

union jetzt schnell harte Gesteine durchbohrt und erdölführende Schichten erschlossen werden, die man früher mit den gewöhnlichen Geräten nicht erreichen konnte. Dresser will in diesem Jahr mit der Produktion der Turbobohrgeräte beginnen.

E. T.

## Westdeutsche Erdölvorräte

Im März des Jahres wurde eine revidierte Schätzung der Untertage-Erdölvorräte in der Bundesrepublik nach dem Stand vom 1. 1. 1957 herausgegeben. Danach haben sich die Vorräte von 65 Mio t am 1. 1. 1956 um 1,4 Mio t zum 1. 1. 1957 erhöht.

Aus der folgenden Tabelle ist der Stand der Vorratsberechnung zu ersehen:

Tabelle	Erdölvorräte der Bundesrepublik Stand vom 1. Januar 1957 — in t		
	Sicher	Wahrscheinlich	Gesamt
Holstein-Hamburg . . . . .	3731000	1540000	5271000
Hannover . . . . .	19693000	3897000	23590000
Weser-Ems . . . . .	9041000	3009000	12050000
Emsland . . . . .	17760000	4200000	21960000
Oberrhinthal . . . . .	1305000	1065000	2370000
Alpenvorland . . . . .	148000	1080000	1178000
	51678000	14741000	66419000

E.



## Erfahrungen bei der Verwendung von Doppelkernrohren bei Steinkohlenbohrungen

Von H.-J. BLÜHER, Freiberg i. Sa.

Bei der Durchbohrung von Steinkohlenflözen ist das geologische Ziel erst dann als erreicht zu betrachten, wenn ein ausreichender Kerngewinn in der Kohle vorliegt, d. h. über die Mächtigkeit der durchbohrten Kohle, ihre Struktur, ihre Lagerung und ihre Qualität nach dem megaskopischen Befund muß der Bohrkern den erforderlichen Aufschluß geben können. Nur so sind einwandfreie Grundlagen für eine spätere Vorratsberechnung, das Endziel der geologischen Erkundung, zu erlangen. Die Staatliche Geologische Kommission der DDR hat daher in ihren vorläufigen Anweisungen für die Festlegung des Mindestkerngewinns vom Juli 1956 mit Recht für das Kern von Steinkohlenflözen einen Mindestkerngewinn von 80% für Steinkohle gefordert.

Die Erfahrung bei Steinkohlentiefbohrungen im Erzgebirgischen Becken hat gezeigt, daß dieser Forderung mit einem gewöhnlichen Kernrohr nur dann Genüge getan werden kann, wenn eine Steinkohle durch hohen Aschengehalt so verunreinigt ist, daß sie ein vollkommen kompaktes Gestein, ohne den Zusammenhang lockernde Schichten und Schichtfugen, darstellt. In diesem Falle wird das Gefüge des Kohlenkernes durch den Bohrvorgang und die zwischen Kernrohrwandung und Kohlenkern durchströmende Spülung nicht nennenswert angegriffen und zerstört. Aber diese für einen guten Kerngewinn durch hohen Aschengehalt erkaufte günstigen Bedingungen sind ja bei der Erkundung eines Steinkohlenfeldes gerade wenig erwünscht. Umgekehrt zeigt die Erfahrung, daß reine, von Schichten stark durchsetzte Kohlen, sowie solche, die in ihrem petrographischen Aufbau, z. B. durch Einschaltung fusitischer Lagen, einen raschen Wechsel zeigen, beim Durchbohren mit einfachem Kernrohr meist völlig unzurei-

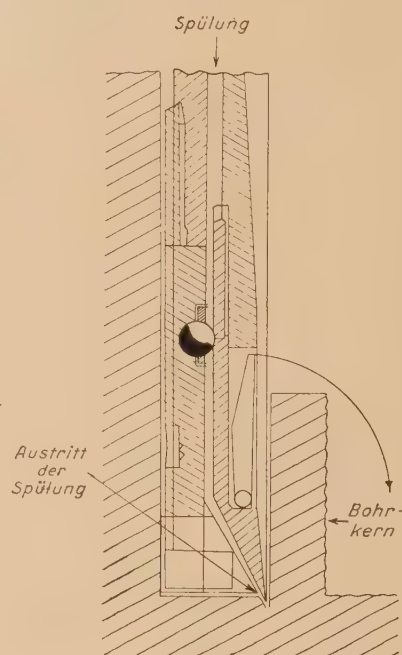


Abb. 2

chende Kerngewinne ergeben, ja daß man sogar mit totalem Kernverlust rechnen muß. Die Erreichung des geologischen Zieles ist also bei Verwendung eines gewöhnlichen Kernrohres weitgehend in Frage gestellt. Aus diesem Grunde ist man dazu übergegangen, für das Kern in Steinkohlenflözen Doppelkernrohre anzuwenden, bei denen der Kern durch das innere Kernrohr vor der Einwirkung der Spülung geschützt wird und gleichzeitig eine Drehbewegung des herausgefrästen Kohlenkernes während des Bohrvorganges vermieden werden soll. Hierbei sind z. T. schon recht gute, wenn auch im Hinblick auf den zu fordernden Kerngewinn nicht immer voll befriedigende Erfolge erzielt worden. Im einzelnen zeigten sich sogar unerwartete Mißerfolge, deren Ursache in den meisten Fällen, wenn sie nicht im Bohrvorgang begründet waren, nicht mit Sicherheit zu ermitteln waren.

Da aus den Spülproben und dem Bohrfortschritt eindeutig hervorging, daß innerhalb der Zone des Kernverlustes Kohle vorhanden war, war lediglich zu vermuten, daß diese höchstwahrscheinlich mehr oder minder zerrüttet und deshalb trotz Einsatzes des Doppelkernrohres nicht kernfähig gewesen war. Es bestand aber noch eine zweite Möglichkeit für den Mißerfolg, die in der Konstruktion der normalen Doppelkernrohre begründet ist. Das innere Kernrohr ist bei diesen um 125 mm hochgezogen, schließt also mit der Krone nicht bündig ab. Dadurch hat der Spülstrom trotz Anwendung des Doppelkernrohres immer noch, entsprechend dem Bohrfortschritt, etwa 10–15 sec. Zeit, den Kohlenkern zu umspülen und das Bohrklein zu entfernen, den Kern aber auch bei ruscheliger, stark fusitischer oder brekziöser Beschaffenheit der Kohle im ungünstigsten Falle restlos

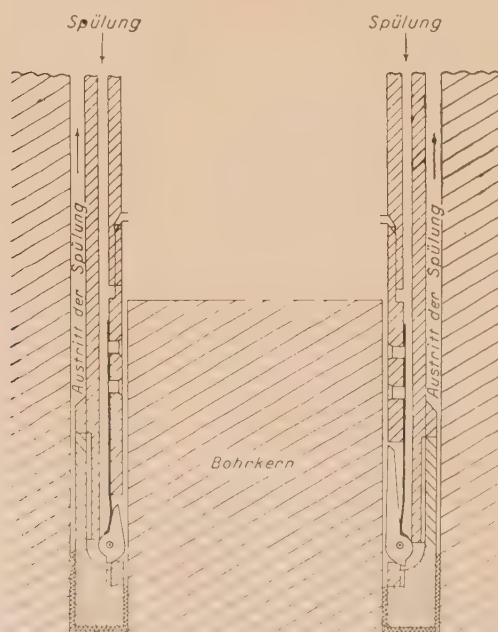


Abb. 1



zu zerstören (Abb. 1). Mehr oder minder hoher Kernverlust ist dann in solchen Fällen die unausbleibliche Folge.

Diese Überlegungen haben dazu geführt, in Anlehnung an sowjetische Konstruktionen Doppelkernrohre zum Einsatz zu bringen, bei denen dieser Nachteil durch eine verhältnismäßig einfache Abänderung des inneren Kernrohres vermieden wird. Sie besteht, wie Abb. 2 zeigt, darin, daß das innere Kernrohr einige mm über die Krone hinausragt, sich also beim Bohren in die Kohle heineindrückt und so den Kohlenkern vor dem ungehinderten Zutritt der Spülung und der dadurch verursachten Zerstörung nicht widerstandsfähiger Schichten schützt. Am unteren Ende des inneren Kernrohres ist eine besonders gehärtete Vorschneide angebracht, so daß sich das innere Kernrohr auf der Bohrlochsohle verhältnismäßig leicht beim Bohren in die Kohlschicht einpreßt. Unterstützt wird dieser Vorgang dadurch, daß an der Bohrkrone einige Zähne weiter vorstehen als die übrigen und mit der Schneide gleichzeitig auf der Bohrlochsohle angreifen (Abb. 3). Das innere Kernrohr ist außerdem so mit seinem oberen Ende in einem Kugellager aufgehängt, daß es während des Bohrvorganges die rotierende Bewegung des äußeren Kernrohres nicht mitmacht.

Die Konstruktion des Doppelkernrohres „mit vorauseilender Schneide“, wie diese Ausführung genannt wird, ermöglicht es, das innere Kernrohr so zu verstellen, daß der Schneidenüberstand über die Bohrkrone hinaus den zu erwartenden geologischen Verhältnissen angepaßt werden kann. Ein Schneidenüberstand von  $1-1\frac{1}{2}$  mm hat sich bei den Flözdurchbohrungen in den Steinkohlen des erzgebirgischen Beckens als vorteilhaft erwiesen. Die Erfolge entsprachen durchaus den Erwartungen, indem bisher nicht erzielte Kerngewinne von 100% mit dem Doppelkernrohr mit vorauseilender Schneide beim Flözdurchbohren erreicht worden sind.

Allerdings soll nicht ganz verschwiegen werden, daß sich in der Praxis gegenüber dem normalen Doppelkernrohr gewisse, in Anbetracht des ausgezeichneten Kerngewinnes aber in Kauf zu nehmende Nachteile bei der Anwendung des Doppelkernrohres mit vorauseilender Schneide gezeigt haben, auf die hier noch näher eingegangen werden soll.

Betrachten wir uns zunächst einmal die Bohrfortschrittskurven, die sich einerseits beim Flözdurchbohren



Abb. 3 Krone des Doppelkernrohres mit vorauseilender Schneide (Phot. MEYER)

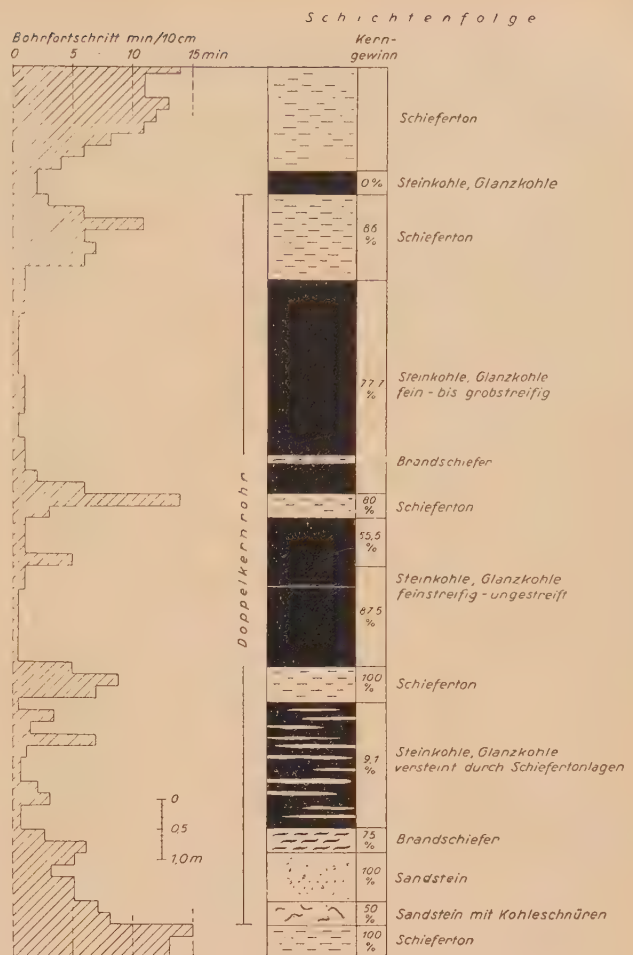


Abb. 4

mit einfachem Doppelkernrohr, andererseits bei Anwendung des Doppelkernrohres mit vorauseilender Schneide ergeben und die als Indizien für die Flözmächtigkeit vorsichtshalber während einer Flözdurchbohrung auf alle Fälle festzuhalten sind.

In Abb. 4 ist die Bohrfortschrittskurve (min/10 cm) vom Durchbohren von drei mit 9–88% Kerngewinn belegten Flözen dargestellt. Während der Bohrfortschritt in der Kohle durchschnittlich bei  $\frac{1}{2}-1$  min/10 cm liegt, prägen sich Schiefer-tonmittel markant durch langsamen Bohrfortschritt im Kurvenbild aus. Insgesamt spiegeln die Bohrfortschrittskurven den Flözaufbau einwandfrei wider.

In Abb. 5 ist hingegen keine klare Übereinstimmung der Flözstruktur mit dem Kurvenbild zu erkennen. Trotzdem die durchbohrten Flöze laut dem hundertprozentigen Kerngewinn fast restlos aus Steinkohlen bestanden, ist bei dem in diesem Falle eingesetzten Doppelkernrohr mit vorauseilender Schneide eine deutliche Verlangsamung des Bohrfortschrittes in der Kohle festzustellen. Dies führt dann zu dem, wie die Erfahrung zeigte, oft falschen Schluß, daß das angetroffene Flöz bereits durchbohrt sei und infolgedessen das Doppelkernrohr zu früh gezogen wurde, was bei großen Bohrlochteufen unnötigen und kostbaren Zeitverlust bedeutet. Die Bohrfortschrittskurve kann dann also nicht mehr zur Feststellung der Flözmächtigkeit bei eventuellem hohen Kernverlust herangezogen werden. Die Ursache für den langsamer werdenden Bohrfortschritt war in folgendem zu erblicken: Die vorauseilende



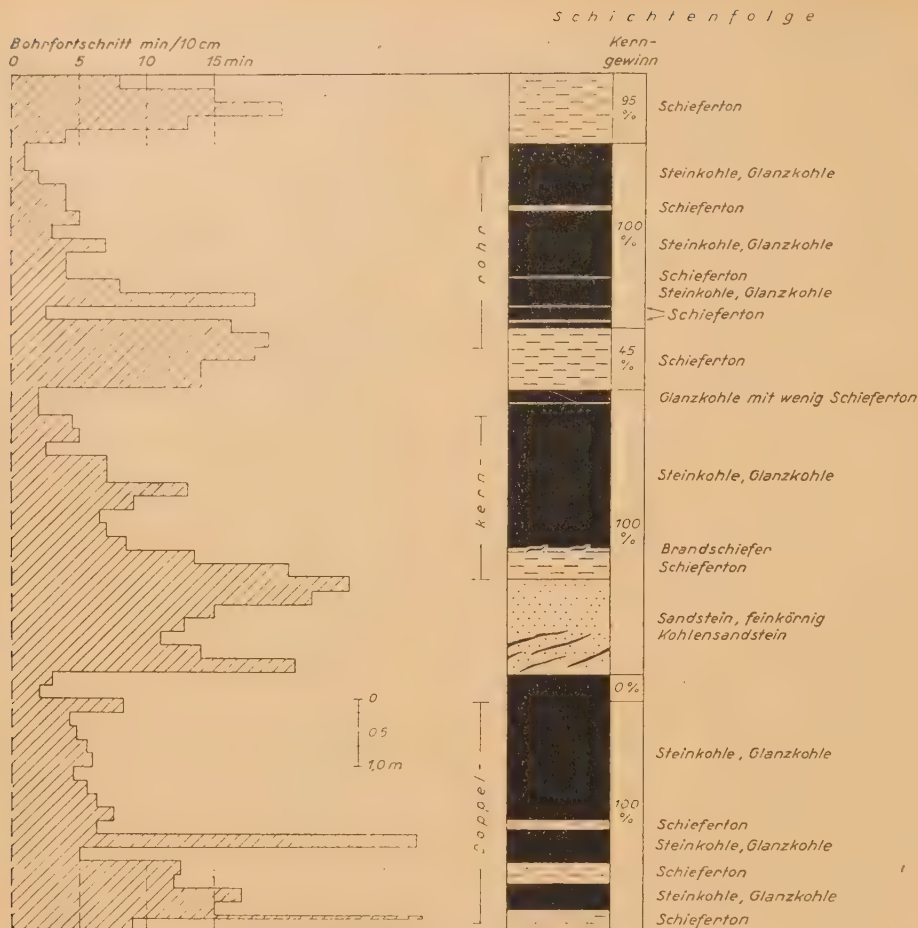


Abb. 5

Schneide fräst, wie aus Abb. 2 leicht ersichtlich, einen nicht eng an die Kernrohrwand anliegenden Kohlenkern aus dem Gebirge heraus, so daß größere Kohlebröckchen und Bohrschmand den zwischen Kern und innerer Wand des Kernrohres entstehenden Hohlraum ausfüllen, weil dieses Bohrklein durch den Spülstrom nicht mehr, wie bei der in Abb. 1 gezeigten Konstruktion, weggeführt werden kann. Hierdurch entsteht im Verlaufe des Bohrvorganges im untersten Teil des inneren Kernrohres zwischen Kernrohrinnenwand und Bohrkern eine „Reibungsbreke“, welche durch Reibungswiderstand den Bohrfortschritt allmählich verlangsamt, so daß dann durch den Gang der Bohrfortschrittskurve das Durchbohren eines härteren Gesteins anstelle von Kohle vorgetäuscht wird.

Dieses allmähliche Festwerden des Kohlenkernes im Doppelkernrohr mit vorausseilender Schneide hat weiterhin den Nachteil, daß der Kern nicht, wie sonst üblich, nach Abnahme der Bohrkronen und des Kernfängers von selbst aus dem Kernrohr herausgleitet, sondern mehr oder weniger kräftig aus dem Doppelkernrohr herausgedrückt werden muß, was unter Umständen zum Zerschlagen des Kohlenkernes führt. Außerdem pflegte Glanzkohle und Glanzstreifenkohle hierbei in dünne, der Schichtung parallele Scheiben zu zerfallen.

Gegenüber den eben geschilderten Nachteilen, welche die Verwendung des Doppelkernrohres mit vorausseilender Schneide mit sich bringt, überwiegt aber die beim Einsatz desselben gewonnene Erfahrung, daß der Kerngewinn in der Kohle auf 100% gesteigert werden konnte, wie Abb. 5 erkennen läßt, also die Forderung eines mindestens achtzigprozentigen Kerngewinnes

nicht nur erreicht, sondern übertroffen ist.

Trotz der guten Erfahrungen beim erstmaligen Einsatz des Doppelkernrohres mit vorausseilender Schneide trat auf einer anderen Bohrung wider Erwarten erheblicher Kernverlust ein. Die Ursache lag in der Anwendung eines zu hohen Spüldruckes von rd. 20–30 atü, der beim Einsatz eines sonst hinsichtlich seiner Leistung sehr gut arbeitenden Trauzrotarygerätes, Type FR 4, auch beim Flözdurchbohren vom Bohrmeister beibehalten wurde. Da bei den anderen eingesetzten Bohrgeschäften nur mit 5–8 atü Spül-druck gearbeitet werden konnte, lagen für höhere Drücke zunächst keine Erfahrungen vor. Offensichtlich wirkte der hohe Spül-druck des Trauzgerätes beim Austritt aus dem Ringraum zwischen innerem und äußerem Kernrohr auf der Bohrlochsohle im ange-troffenen Flöz wie eine Düse bei hydraulischem Abbau, d. h. die Kohle wird in ihrem Zusammenhalt zerstört und mit dem Spülstrom zutage

geführt, statt völlig vom Kernrohr aufgenommen zu werden. Auch die Tatsache, daß die in der Spülung zutage geförderte Kohlenmenge wesentlich höher lag, als dem Volumen des herausgefrästen Kohlenzylinders selbst



Abb. 6. Inneres aufklappbares Kernrohr, geschlossen



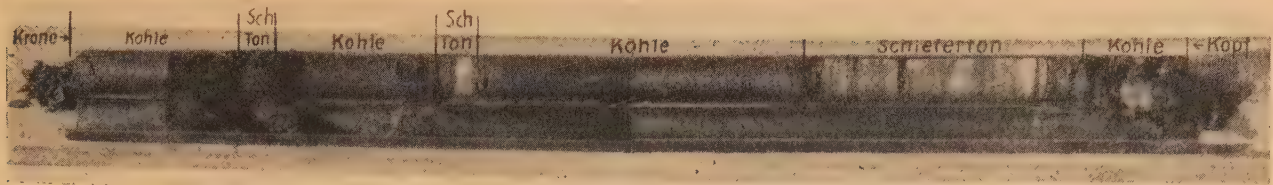


Abb. 7. Inneres aufklappbares Kernrohr, geöffnet, mit vollem Kern

bei vollem Kernverlust entsprochen hätte, deutete auf eine Auskesselung im Flöz während des Bohrvorganges hin. Eine auf Grund dieser Erfahrungen durchgeführte Verminderung des Spüldruckes auf 5–8 atü während des Flözdurchbohrens brachte dann auch den gewünschten Erfolg durch Steigerung des Kerngewinnes auf 100%.

Das Ideal ist aber erst erreicht, wenn der empfindliche, wenig konsistente Kohlenkern tatsächlich so zutage gebracht wird, daß er völlig unversehrt dem Doppelkernrohr bei hundertprozentigem Kerngewinn entnommen werden kann.

Der VEB Geologische Bohrungen setzte daher den Vorschlag des Bohrinstrukteurs LOOSE in die Tat um, das innere Kernrohr aufklappbar auszugestalten, so daß es nach der Entnahme aus dem Doppelkernrohr in zwei Hälften zerlegt werden kann (Abb. 6 u. 7). Durch diese recht einfache, aber desto glücklichere Verbesserung ist es nunmehr möglich, den Kern in seiner ursprünglichen Lage im Kernrohr aufzunehmen, ohne daß sein Zusammenhalt, wie bisher, gerade bei empfindlichen Gesteinsarten durch das Herausstoßen aus dem Kernrohr möglicherweise zerstört wird. Die bisherigen Flözdurchbohrungen mit dem aufklappbaren Kernrohr haben gezeigt, daß auch hierbei der Kerngewinn, der ja nach wie vor von der vorausseilenden Schneide bedingt wird, 100% betragen hat (Abb. 8). Damit die Kernoberfläche glatt und sauber bleibt und nicht an der inneren Wand des Kernrohres haftet, muß allerdings dafür Sorge getragen werden, daß die innere Kernrohrwand frei von Rostnarben und Rostausbildungen bleibt, das Kernrohr also immer in tadellos sauberem und einwandfreiem Zustand eingebaut wird.

Eine weitere Verbesserung ist z. Z. dadurch erreicht worden, daß die Kernfängerhülse so ausgestaltet wurde, daß der Kern völlig dicht an deren Innenwand anschließt, so daß es nicht mehr, wie bei der in Abb. 2 gezeigten Konstruktion, zur Ausbildung einer hemmenden „Reibungsbrezie“ kommen kann. In der Praxis konnten diese weiteren Verbesserungen allerdings bisher noch nicht erprobt werden.

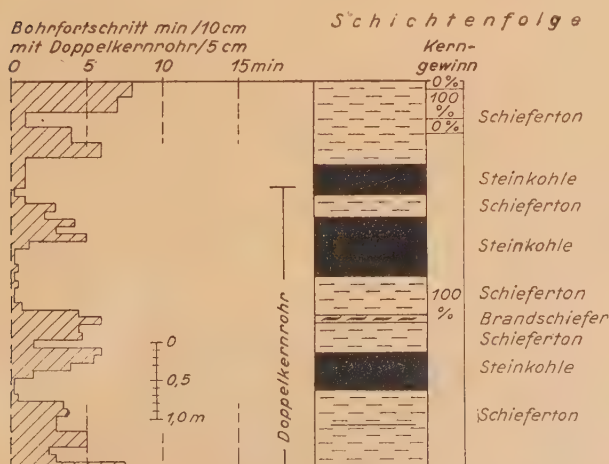


Abb. 8

Es muß abschließend nochmals darauf hingewiesen werden, daß die mitgeteilten Erfahrungen des Verfassers und die erzielten Erfolge sich auf die oberkarbonischen Steinkohlen des erzgebirgischen Beckens beziehen. Daß hierbei Rückschläge nicht ausgeblieben sind, ist bei der Erprobung neuer Methoden, für die nicht die geringsten Erfahrungen vorlagen, wohl verständlich, daß die erzielten Erfolge aber auch zu einem nicht unerheblichen Teil vom Verständnis und Einfühlungsvermögen derjenigen abhängen, die mit den neuen Geräten arbeiten, nämlich dem Bohrmeister und seiner Brigade, dem wird jeder Praktiker beipflichten. In dieser Hinsicht kann auch der Verfasser die erfreuliche Feststellung machen, daß den Forderungen, die der Geologe stellen muß, weitgehendes Verständnis und zunehmendes Interesse entgegengebracht worden ist.

Besonders ist aber den Konstrukteuren und Bohrentechnikern des VEB Geologische Bohrungen der Staatlichen Geologischen Kommission die Anerkennung dafür auszusprechen, den Bohrmannschaften und den Geologen mit den neuen Doppelkernrohrkonstruktionen ein Gerät in die Hand gegeben zu haben, mit welchem die Erfolge der geologischen Erkundung durch Bohrungen ganz wesentlich gesteigert worden sind.

### Chinesische Kohlenförderung

Die chinesische Steinkohlenförderung erreichte 1957 etwa 113 Mio. t. Bis 1962 soll die Förderung auf rd. 200 Mio. t erhöht werden. Durch Erkundungsarbeiten konnten die bekannten Lagerstätten in den bereits in Abbau befindlichen Kohlengebieten nördlich des Jangtsekiang — der Mandschurei und in den Provinzen Schansi, Schensi und Hopei, die zusammen weit über die Hälfte der chinesischen Steinkohlenförderung liefern — als auch in dem geologisch und verkehrstechnisch noch weit weniger erschlossenen Westen und Süden Chinas in den Provinzen Sinkiang, Szetschuan, Honan, Jünnan und Kuangsi erweitert werden. Nach Angaben des Bergbauministeriums erstrecken sich die steinkohlenhöflichen Gebiete über etwa ein Viertel des Landes. Die Vorräte wurden kürzlich mit 1/5 der Gesamtverräte der Welt angegeben, betragen also etwa 1100 Mrd. t. Im Norden sind Flözmächtigkeiten bekannt, die lokal sogar bis auf 200 m ansteigen können. Im Süden ist die Qualität der Steinkohle im allgemeinen geringer als im Norden, die dortigen Flöze, die in geringer Tiefe auftreten, haben Mächtigkeiten von 1–2 m.

E.

### Ausbau des Steinkohlenbeckens von Rybnik

Pressebulletin der Botschaft der VR Polen Nr. 183, vom 16. 1. 1957

Zu einem der größten Kohlenbecken Polens soll das Gebiet von Rybnik in der Wojewodschaft Katowice im Laufe der nächsten Jahre ausgebaut werden. Zur Zeit werden langfristige Pläne ausgearbeitet, in denen die Anlage neuer Gruben und der Ausbau der alten Bergwerke vorgesehen ist. Eine Anzahl Städte soll erweitert oder neu gebaut werden. So wird aus Pawowice, jetzt ein Dorf mit 2000 Einwohnern, im Laufe der nächsten 25 Jahre eine Stadt mit rd. 70000 Einwohnern werden. Außerdem sollen im Gebiet von Rybnik das Eisenbahnnetz erweitert, einige Eisenbahnstrecken elektrifiziert und neue Straßen gebaut werden.



# Zur Methode der Streckenaufnahme im Untersuchungsschacht Kirchhain I

Von H. HESKY, Doberlug-Kirchhain

Im Hinblick auf die Bedeutung, welche das Anthrazitvorkommen von Doberlug-Kirchhain im Laufe der letzten Jahre auf Grund geologischer Untersuchungen gewonnen hat, soll hier einmal auf die Methode der geologischen Untertageaufnahme im Untersuchungsschacht Kirchhain I eingegangen werden, wie sie bis zur vorläufigen Einstellung der Untersuchungsarbeiten im Juli 1956 angewandt wurde.

Nachdem der eigentliche Schacht abgeteuft war, erfolgte die weitere Untersuchung der Lagerstätte im wesentlichen söhlig, wenn man von zwei Steigörtern sowie zwei Blindschächten kleineren Ausmaßes absieht. Der breiteste Raum soll also der Darstellung der Streckenaufnahme gewidmet sein.

Die vom Untersuchungsschacht aus vorgetriebenen Strecken sind der sog. Nordquerschlag, dessen Sohle 407 m unter der Rasensohle angesetzt wurde, und, an diesen anschließend, Strecken, durch welche die Flöze 13, 15, 9 und 8 nach Osten und Westen streichend aufgefahren wurden. Beide Streckentypen, querschlägige sowie streichende Strecken, bringen naturgemäß gewisse Besonderheiten in der geologischen Aufnahme mit sich, die etwas näher beleuchtet werden sollen.

Wird der Geologe vor die Aufgabe gestellt, in einer Strecke aufzunehmen, dann wird er sich zunächst über Art und Lagerung der durchfahrenen Gesteine einen groben Überblick verschaffen. Als dann werden die Ausmaße des jeweiligen Streckenabschnittes festgelegt, indem in kurzen Abständen (2 m) Markierungen am Stoß angebracht und an diesen Stellen die Firstenhöhen, d. h. der Abstand der Firste von der Streckensohle, gemessen werden. Längen und Höhen werden, sofern nicht Skizzen in einem größeren Maßstab erforderlich sind, im Maßstab 1 : 100 auf ein Zeichenblatt aufgetragen und die Firstenpunkte miteinander verbunden.

1. *Querschlägige Strecken* wurden im Untersuchungsbergbau Kirchhain durchweg einstöbig aufgenommen. Nachdem nun, wie eben angedeutet, die Unterlage für die geologische Eintragung (Kartierung) geschaffen war, bei gleichmäßigem Einfallen der Schichten deren Austreten aus der Firste sowie das Untertauchen unter die Sohle festgelegt werden. Dazwischen wurden jeweils in Abständen von 2—4 m, je nach Erfordernis, die Höhenlagen der Schichtgrenzen über der Sohle gemessen. Der Abstand zweier übereinanderliegender Schichtgrenzen, gemessen senkrecht zur Streckensohle, stellt dabei die scheinbare Mächtigkeit der Schicht dar. Will man dagegen die wahre Mächtigkeit einer bestimmten Schicht ermitteln, so ist der Abstand senkrecht zu den Schichtflächen zu messen. Jede ermittelte Schicht wurde auf diese Weise in die zeichnerische Darstellung der Aufnahme eingetragen und im Dokumentationsbuch eine genaue Beschreibung des Gesteins hinzugefügt. Bei Flözen wurde dabei deren Aufbau von oben nach unten, die einzelnen Lagen in wahrer Mächtigkeit gemessen, angegeben. Bei der Festlegung der Schichtgrenzen ist nicht ohne weiteres von der Annahme auszugehen, daß die Schichten in mehr oder weniger gleicher Mächtigkeit das Profil durchziehen. So kann es sehr leicht vorkommen, daß eine Schicht geringmächtiger wird und

plötzlich auskeilt, um an anderer Stelle wieder aufzusetzen. Diese Erscheinung findet man häufig im Bereich des Überganges von Grauwacke zu Schiefertone, wobei dann eine Schicht die andere verdrängen kann. Auch Konglomerateinstreuungen weisen sehr häufig unregelmäßige Lagerung auf. Jedoch kann man derartige Erscheinungen auch innerhalb einzelner Flözlagen antreffen. Diese Tatsachen müssen natürlich bei der Aufnahme genauestens berücksichtigt werden und können die Arbeit zuweilen erheblich erschweren.

2. *In streichenden Strecken* (Flözstrecken) wurde die geologische Aufnahme dreistöbig vorgenommen, also beide Stöße und die Firste. Diese wurden derart in die Darstellungsebene umgeklappt gezeichnet, daß es den Anschein hat, der Betrachter befinde sich außerhalb des Grubenbaues und schaue auf denselben wie auf ein Glasmodell. Diese Darstellungsweise hat für sich, daß die Orientierung kartengemäß gewahrt bleibt, also der Nordstoß beispielsweise oben, der Südstoß unten auf der Zeichnung und die Firste entsprechend in der Mitte erscheint. Bei der Aufnahme ging man zunächst genau wie bei querschlägigen Strecken vor, indem man in Abständen von zwei zu zwei Metern die Firstenhöhe ermittelte und im Maßstab 1 : 100 auf das Aufnahmepapier übertrug. Alle 5 m wurden nun genaue Stoßprofile auf beiden Seiten abgemessen. Es ist dabei zu betonen, daß in streichenden Strecken niemals die wahre Mächtigkeit gemessen werden kann, weil der von Stoß und Schichtfläche gebildete Winkel nicht 90°, sondern  $90^\circ - \alpha$  beträgt, wobei  $\alpha$  der Einfallswinkel ist. Die gemessenen Mächtigkeiten sind also scheinbare (s). Die wahre Mächtigkeit (w) läßt sich jedoch aus der Formel  $w = s \cdot \cos \alpha$  ermitteln. Der Verlauf der einzelnen Gesteinslagen wurde nun in Linien dargestellt, welche die Stoßprofile im Abstand von 5 m verbinden. Bei komplizierter Lagerung war natürlich der Abstand der Profile voneinander zu verringern. Zur Aufnahme der Firste, welche die Verbindung der beiden gegenüberliegenden Stöße darstellt, ist nichts Besonderes zu sagen.

3. *Zur Aufnahme des Aufbruchs* bei etwa 725 m ab Schacht ist folgendes zu bemerken. Der Querschnitt dieses Aufbruchs stellt ein Rechteck dar, so daß alle vier Stöße aufgenommen werden mußten. Die Aufnahme ging nun derart vor sich, daß der nach unten zunächst gelegene hölzerne Rahmen des Ausbaues als Aufnahme-niveau benutzt und dessen Höhe über der Sohle des Nordquerschlages ermittelt wurde. Sodann wurden die Höhen der vier Eckpunkte jeder Schicht, bezogen auf den erwähnten Rahmen, festgestellt, auf der zeichnerischen Darstellung eingetragen und diese Punkte gemäß der Lagerung, wie diese sich auf den Stößen abzeichnet, verbunden.

Bei der Aufnahme in sämtlichen der drei genannten Arten von Grubenbauen darf natürlich die Einmessung von Störungen sowie des Streichens und Fallens der Schichten nicht außer acht gelassen werden. Es dürfte sich jedoch erübrigen, im einzelnen darauf einzugehen.

Dies sind im wesentlichen die Kernpunkte der Aufnahmemethode, wie sie in der Zeit von August 1955 bis Juli 1956 im Untersuchungsschacht Kirchhain I angewandt wurde.



# Ein neues geophysikalisches Verfahren zur Feststellung erdöl- und wasserführender Schichten und zur Bestimmung der Erdöl-Wasser-Grenze in verrohrten Bohrungen<sup>1)</sup>

Von N. K. KUCHARENKO, S. J. SCHIMELEWITSCH, D. F. B. BESPALOW & W. A. ODINOKOW

Bei der Ausbeutung von Erdölvorkommen ist es wichtig, rechtzeitig und mit dem geringsten Aufwand an Mitteln festzustellen, wie das Wasser von den Seiten und von der Sohle her in den ölführenden Teil der Ablagerungen eindringt. Dies ist besonders bei Lagerstätten mit Wasserflutung (außerhalb und innerhalb der Ölgrenze angesetzte Wassereinpresseung) von Bedeutung. Die Kontrolle über das Vorrücken des Wassers in den produktiven Schichten und die Lenkung dieses Vorgangs bilden den wichtigsten Teil des ganzen Abbaufahrens.

Die wirkungsvollste Lösung dieser Aufgabe kann in den Fällen erreicht werden, wenn die auf der Lagerstätte produzierenden (und auch die Kontroll-) Bohrlöcher systematisch nach Methoden untersucht werden, mit denen sich die Art der die Speichergesteine durchtränkenden Flüssigkeit bestimmen und die Lage der Erdöl-Wasser-Grenze in den Schichten festlegen läßt. Die Untersuchungen müssen in zementierten und verrohrten Bohrungen ausgeführt werden. Daher sind die bekannten elektrischen Meßverfahren ungeeignet, da sie nur in unverrohrten Bohrungen anwendbar sind.

In einigen Fällen kann die erwähnte Aufgabe durch Bohrlochmessung (Karottage) mittels Gammastrahlung nach Neutronenbeschuß (NGK) gelöst werden. Ein Vorzug dieser Methode besteht darin, daß die Untersuchung relativ schnell vor sich geht. Allerdings ist die Anwendung dieses Verfahrens zur Trennung der Erdöl enthaltenden und der wasserführenden Schichten in verrohrten Bohrungen auf Vorkommen mit hoher Mineralisation des Schichtwassers beschränkt (anscheinend über 13 bis 15° Bé). Die gegen diese und andere Schichten gemessenen Werte unterscheiden sich voneinander durchschnittlich nur um 10 bis 20% im Falle gleichförmiger Schichten mit guten Speichereigenschaften. Bei ungleichförmigen Schichten und Schichten mit schlechten Speichereigenschaften wird die Deutung der Ergebnisse unzuverlässig.

Unter Berücksichtigung dieser Umstände wurde im Erdölinstitut der Akademie der Wissenschaften der UdSSR auf Initiative von G. N. FLEROW in den Jahren 1953 und 1954 die Ausarbeitung eines neuen Verfahrens zur Trennung erdölführender und wasserführender Schichten in verrohrten Bohrungen begonnen und jetzt abgeschlossen. Es wird als Verfahren der Natriumaktivierung<sup>2)</sup> bezeichnet. Grundlage des Verfahrens ist die Aktivierungsanalyse, die in der Technik weitgehend angewandt wird. Wir wollen die physikalischen Grundlagen der Methode und die Ergebnisse ihrer Erprobung unter Betriebsverhältnissen kurz betrachten.

## Die physikalische Begründung der Methode der Aktivierung

Es sei die Aufgabe gestellt, in einem Medium mit komplizierter Zusammensetzung den Gehalt eines bestimmten chemischen Elements  $x$  zu ermitteln. Eine der Methoden zur Lösung kann die Aktivierungsanalyse sein; sie benutzt die Entstehung des radioaktiven Elements  $y$  aus dem Element  $x$  (dem aktiv werdenden oder Mutterelement) bei Bestrahlung des eine gewisse Menge des Elements  $x$  enthaltenden Mediums mit Neutronen oder anderen Kernteilchen. Nach Entfernung der Strahlungsquelle kann man mit Spezialgeräten, z. B. einem Entladungs- oder Szintillationszähler, feststellen, ob in dem zu untersuchenden Medium das radioaktive Element  $y$  anzutreffen und folglich das Element  $x$  vorhanden ist. Die Bestrahlung des Mediums zwecks Aktivierung der Kerne kann mit verschiedenen Teilchen vorgenommen werden: mit Neutronen (gewöhnlich schnellen, d. h. mit einer Energie von mehreren Millionen eV), mit Protonen,  $\alpha$ -Teilchen usw. Von diesen besitzen die schnellen Neutronen das größte Durchdringungsvermögen. In einem Gestein durchlaufen sie einen Weg von Dezimetern; durch Verlust eines Teils ihrer Energie infolge der Reaktionen mit den Atomkernen des Mediums werden sie zu langsamen Neutronen mit einer Energie in der Größenordnung von Elektronenvolt und Bruchteilen davon. Die Aktivierung der Kerne erfolgt sowohl durch langsame als auch durch schnelle Neutronen. Bei den üblichen Gesteinen ist im ersten Fall die Wahrscheinlichkeit der Reaktion viel größer.

Die Zahl der radioaktiven Kerne ( $N_{\text{rad}}$ ), die in 1 cm<sup>3</sup> der Substanz durch Einwirkung langsamer Neutronen entstehen, ist proportional der Dichte der langsamen Neutronen (Neutronenfluß) in dem zu untersuchenden Teil des Mediums, dem Gehalt an Mutterkernen, ihrem Reaktionsquerschnitt mit den Neutronen und umgekehrt proportional dem gesamten Einfangquerschnitt der Neutronen mit den Kernen aller Elemente,

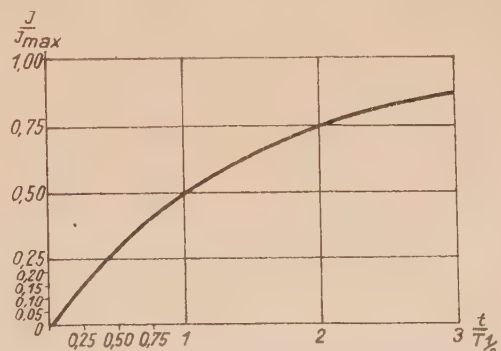


Abb. 1. Änderung der Aktivierungsgröße in Abhängigkeit von der Bestrahlungsdauer

<sup>1)</sup> Aus „Erdölwirtschaft“ (russisch), Nr. 3, 1956.

<sup>2)</sup> An der Ausarbeitung des Verfahrens nahmen auch G. R. GOLBEK und B. G. JEROSOLIMSKIJ teil.



die in  $1 \text{ cm}^3$  des Gesteins enthalten sind. Diese Anzahl hängt auch von dem Verhältnis aus der Halbwertszeit  $T_{1/2}$  der aktivierten Kerne und der Zeitdauer  $t$  ab, während der das Medium mit Neutronen beschossen wurde

$$\left( \text{gemäß dem Gesetz } 1 - e^{-\frac{t}{T_{1/2}} \ln 2} \right)$$

Der entgegengesetzte Vorgang — der Zerfall radioaktiver Kerne beim Fehlen einer Aktivierungsquelle — gehorcht dem Gesetz:

$$N_{\text{rad}} = N_0 e^{-\frac{t}{T_{1/2}} \ln 2}$$

Hierbei bedeuten  $N_0$  und  $N_{\text{rad}}$  die Menge der radioaktiven Kerne, die unmittelbar nach Beendigung der Bestrahlung und nach Ablauf der Zeit  $t$  seit dem Ende der Bestrahlung vorhanden war.

Bekanntlich ist die Intensität  $I$  der radioaktiven Strahlung beim Zerfall der Kerne der Größe  $N_{\text{rad}}$  proportional. Folglich nimmt die Strahlungsintensität der radioaktiven Kerne in der Zeit in Abhängigkeit von der Halbwertszeit des radioaktiven Elements ab. Diese Beziehung bildet die Grundlage zur Bestimmung der Elementzusammensetzung von Stoffen mit der Aktivierungsanalyse, die auch als Verfahren der Anregungsaktivität bezeichnet wird.

Für die Lösung betrieblicher Aufgaben interessierten nur diejenigen aktivierungsfähigen Elemente, deren Kerne beim Zerfall Gammastrahlen aussenden, da diese Strahlung viel durchdringender als die  $\alpha$ - und  $\beta$ -Strahlung ist.

Gewöhnlich werden bei Neutronenbeschuss eines Mediums mit komplizierter chemischer Zusammensetzung mehrere stabile Elemente zugleich aktiviert, und das den radioaktiven Zerfall registrierende Gerät verzeichnet den Gesamtbetrag der Strahlung. Dieser Umstand erschwert die Feststellung des uns interessierenden radioaktiven Elements in dem zu untersuchenden Medium wesentlich. Zur leichteren Deutung der Registrierdaten sind mehrere Wege möglich.

1. *Anwendung verschiedener Bestrahlungsdauer.* Es wurde bereits erwähnt, daß die Intensität  $I$  der Strahlung mit der Bestrahlungsdauer  $t$  in Abhängigkeit von der Halbwertszeit des aktivierten Elements zunimmt. Abb. 1 zeigt den Zusammenhang zwischen diesen Größen, wobei die Werte für  $I$  in Prozenten der maximalen Intensität  $I_{\text{max}}$  angegeben sind, die bei unendlich langer Bestrahlungszeit zu erreichen ist und die Werte für  $t$  durch die Halbwertszeit  $T_{1/2}$  ausgedrückt sind.

2. *Benutzung der Energieunterschiede der Gammastrahlung beim Zerfall der verschiedenen radioaktiven Elemente.* Hierzu verwendet man Geräte (z. B. Lumineszenz-Zähler), die vorwiegend die Gammaquanten der uns interessierenden Elemente registrieren.

3. *Wahl des Zeitintervalls zwischen dem Ende der Bestrahlung und der Messung der angeregten Aktivität.* Wenn man die Messung nach einem verhältnismäßig großen Zeitraum nach Beendigung der Bestrahlung ausführt, kann man erreichen, daß die gerade gemessene Strahlung im wesentlichen den radioaktiven Elementen mit großer Halbwertszeit entspricht.

Die dargelegten Erwägungen zeigen, daß für die wirksame Anwendung der Aktivierungsanalyse zur Trennung erdölführender und wasserhaltiger Schichten in verrohrten Bohrungen eine Anzahl von Bedingungen erfüllt sein muß. Folgende sind die wichtigsten:

1. Die erdölführende und die wasserhaltige Schicht müssen sich voneinander deutlich genug unterscheiden,

entweder nach dem Gehalt des zu analysierenden Elements („Indikator“-Element) oder nach der Dichte der langsamen Neutronen (wenn das Indikatorelement in gleicher Menge vorliegt).

2. Das radioaktive Produkt des Indikatorelements („aktivierter Indikator“) muß beim Zerfall Gammaquanten ausstrahlen.

3. Das Indikatorelement muß in genügend großem Querschnitt durch Neutronen aktiviert werden.

4. Die Halbwertszeit des aktivierten Indikators muß sich hinreichend deutlich von den Halbwertszeiten der anderen, bei der Bestrahlung aktiv gewordenen Elemente unterscheiden, deren Strahlung als störender Hintergrund die Deutung der Daten erschwert.

5. Der Gehalt des Indikatorelements in der Rohrtour der Bohrung und im Zement darf nicht hoch und muß mit dem Gehalt in den Schichten vergleichbar sein (mit Ausnahme des Falles, wenn der Zement außerhalb der Bohrröhre an der Berührungsstelle mit einer wasserführenden Schicht Salz aufnimmt).

Um ein Urteil über einige der erwähnten Punkte zu ermöglichen, wurden in einer Tabelle die wichtigsten Kerneigenschaften der wesentlichen Elemente zusammengestellt, die an der Zusammensetzung der Schichten mit Wasser- und mit Ölgehalt, des Zementrings und der Rohrtour teilnehmen. In der ersten Spalte ist der ursprüngliche Kern angegeben, in der zweiten die Reaktion dieses Kerns mit Neutronen, bei welcher der ein Neutron einfangende Kern sofort entweder ein Gammaquant (Reaktion  $n, \gamma$ ), ein Proton (Reaktion  $n, p$ ) oder ein  $\alpha$ -Teilchen (Reaktion  $n, \alpha$ ) ausstrahlt. In der dritten Spalte wird das radioaktive Produkt der Reaktion angegeben, in der vierten und fünften seine Halbwertszeit und die Energie  $E$  seiner Gammastrahlung beim Zerfall, in der sechsten der Reaktionsquerschnitt des Ausgangsisotops (unter Berücksichtigung seines Gehalts im

Tabelle 1

Element	Reaktion	Radioaktives Element	$T_{1/2}$	$E_{\gamma}$ , MeV	$\sigma_{\text{akt}}$ des Isotops, Barn	$\sigma_{\text{e}}$ , Barn
$\text{H}_1^1$	$n, \gamma$	—	—	—	—	0,3
$\text{C}_{12}^{12} \text{ u. } \text{C}_{13}^{13}$	$n, \gamma$	—	—	—	—	0,005
$\text{O}_{16}^{16} \text{ u. } \text{O}_{17}^{17}$	$n, \gamma$	—	—	—	—	0,0002
$\text{O}_{18}^{18}$	$n, \gamma$	$\text{O}_{18}^{19}$	27 s	1,2	0,0002	0,0002
$\text{Na}_{23}^{23}$	$n, \gamma$	$\text{Na}_{24}^{24}$	15,1 h	2,75; 1,37	0,63	0,63
$\text{Mg}_{24}^{24}$	$n, \gamma$	$\text{Mg}_{25}^{25}$	9,39 min	0,84; 1,05	0,05	0,06
$\text{Al}_{27}^{27}$	$n, \gamma$	$\text{Al}_{28}^{28}$	2,3 min	1,28; 2,43	0,21	0,21
$\text{S}_{36}^{36}$	$n, \gamma$	$\text{S}_{37}^{37}$	5 min	2,75;	—	0,49
$\text{Cl}_{37}^{37}$	$n, \gamma$	$\text{Cl}_{38}^{38}$	37,3 min	2,12; 1,6	0,137	33
$\text{K}_{41}^{41}$	$n, \gamma$	$\text{K}_{42}^{42}$	12,44 h	1,51	0,07	—
$\text{Ca}_{40}^{40}$	$n, \gamma$	$\text{Ca}_{41}^{41}$	2,5 h	0,8	—	—
$\text{Mn}_{55}^{55}$	$n, \gamma$	$\text{Mn}_{56}^{56}$	2,59 h	2,06; 1,77; 0,822	10	10
$\text{Fe}_{58}^{58}$	$n, \gamma$	$\text{Fe}_{59}^{59}$	47,1 h	1,098; 0,191	—	—
$\text{Al}_{27}^{27}$	$n, \alpha$	$\text{Na}_{24}^{24}$	15,1 h	2,75; 1,37	—	—
$\text{Si}_{28}^{28}$	$n, p$	$\text{Al}_{28}^{28}$	2,3 min	1,28; 2,43	—	—
$\text{Fe}_{56}^{56}$	$n, p$	$\text{Mn}_{56}^{56}$	2,59 h	2,06; 1,77; 0,822	—	—
$\text{Mg}_{24}^{24}$	$n, p$	$\text{Na}_{24}^{24}$	15,2 h	2,75; 1,37	—	—



natürlichen Gemisch) und in der siebenten der Einfangsquerschnitt für langsame Neutronen des betreffenden Elementes (das natürliche Gemisch seiner Isotope).

Wie aus der Tabelle hervorgeht, kann man die wichtigsten an der Zusammensetzung von Erdöl und Wasser beteiligten Elemente (Kohlenstoff, Wasserstoff und Sauerstoff) wegen ihrer Kerneigenschaften zur Unterscheidung erdöl- und wasserhaltiger Schichten durch das Aktivierungsverfahren nicht gebrauchen.

Die radioaktiven Homologe des Wasserstoffs und des Kohlenstoffs liefern tatsächlich keine Gammastrahlung, und der Reaktionsquerschnitt des Sauerstoffisotops  $O^{16}$  ist außerordentlich klein. Deshalb muß man den oft zu beobachtenden großen Unterschied im Gehalt an gleichzeitig in den Schichten auftretenden chemischen Elementen benutzen. Wegen ihrer Halbwertszeit, der Aussendung von Gamma-Strahlen und des Reaktionsquerschnitts eignen sich dazu am besten Natrium und Chlor, die gewöhnlich in stärkerer Konzentration im Schichtwasser und in schwacher Konzentration in erdölführenden Schichten enthalten sind. So beträgt für die devonischen Lagerstätten der Tafeln der Na-Gehalt in den wasserhaltigen Schichten ungefähr  $0,04 \text{ g pro cm}^3$  Gestein.

Bei einer ölführenden Schicht ist der Gehalt an Natrium gewöhnlich um das Drei- bis Zehnfache kleiner (je nach der Sättigung der Schicht mit Erdöl). Etwa der gleiche Unterschied ist in erdöl- und wasserführenden Schichten auch hinsichtlich des Chlorgehalts zu beobachten.

Der Na- und Cl-Gehalt im Zementring ist gewöhnlich viel niedriger als die genannten Beträge, da der Zement in süßem oder schwach mineralisiertem Wasser abbindet (das Eindringen von Schichtwasser in den an die wasserführende Schicht anstoßenden Teil des Zements verstärkt die Wirkung lediglich).

Bei der Vorbereitung der Bohrungen zur Untersuchung hat man auch die Möglichkeit, den Gehalt dieser Elemente innerhalb der Bohrungen auf ein Minimum herabzudrücken, wenn man sie mit Süßwasser (oder Tonaufschwemmung in Süßwasser) anfüllt. Neben Natrium und Chlor werden bei der Bestrahlung in der Bohrung auch Eisen und Mangan angeregt, die sich in der Bohrlochverrohrung vorfinden, sowie Aluminium, Silizium, Kalzium, Magnesium, Schwefel und Kalium, die an der Zusammensetzung der sandigen Schichten und des Zementrings beteiligt sind. Sie alle erzeugen einen Strahlungshintergrund. Die kurzlebigen Isotope von Aluminium ( $T_{1/2} = 2,3 \text{ min}$ ), Schwefel ( $5 \text{ min}$ ) und Magnesium ( $9,39 \text{ min}$ ) strahlen intensiv nur unmittelbar nach der Bestrahlung, nach 1 bis 2 Stunden sinkt die Intensität auf tausendstel der ursprünglichen Werte. Sehr bedeutend ist die Strahlungsintensität des radioaktiven Eisens infolge seiner (im Vergleich zu anderen Elementen) langen Halbwertszeit.

Hohe Hintergrundwerte der angeregten Aktivität, die eine Analyse auf Chlor und Natrium sehr erschweren,

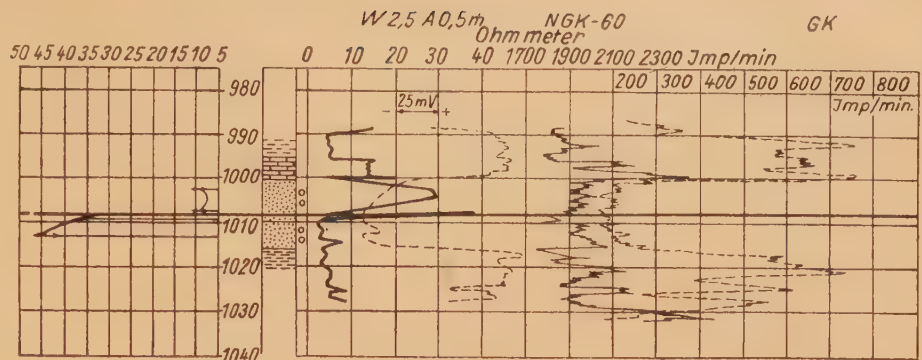


Abb. 2. Radiometrische und elektrische Charakteristik einer Schicht

sind von den radioaktiven Elementen  $Mn^{56}$  (es bildet sich durch die Reaktion  $n, \gamma$  aus dem gewöhnlichen, in den Bohrröhren enthaltenen Mangan und die Reaktion  $n, p$  aus Eisen) und  $Ca^{49}$  zu erwarten, die beide eine Halbwertszeit von etwa 2,5 h haben. Die störende Wirkung ihrer Strahlungen muß im Fall einer Analyse auf Chlor besonders beträchtlich sein. Diese Erwartung bestätigten Versuche an Schichtmodellen und einer Bohrung, die bereits in den Jahren 1950 und 1951 auf Veranlassung von B. B. LAPUK und G. N. FLEROW im Laboratorium des Moskauer Erdölinstituts „I. M. GUBKIN“ ausgeführt wurden. Es stellte sich heraus, daß die angeregte Aktivität von Mangan und Kalzium (anscheinend besonders von Mangan) so groß ist, daß sie die Analyse auf Chlor erschwert. Deshalb wurde zur Unterscheidung von öl- und wasserhaltigen Schichten mit Hilfe der Aktivierungsanalyse im Erdölinstitut der Akademie der Wissenschaften der UdSSR als Indikator-element auf Vorschlag von G. R. GOLBEK Natrium gewählt.

Wir bemerken dazu, daß der aktivierte Indikator  $Na^{24}$  nicht nur bei der Reaktion  $n, \gamma$  aus  $Na^{23}$  erhalten werden kann, sondern auch bei den Reaktionen  $n, p$  aus  $Mg^{24}$  und  $n, \alpha$  aus  $Al^{27}$ . Allerdings ist die Wahrscheinlichkeit der zuletzt angeführten Reaktionen, die bei schnellen Neutronen vor sich gehen, nicht groß.

Die dargelegten Überlegungen und Schlüsse wurden im Laboratorium Nr. 1 des erwähnten Instituts an Proben von Wasser, Erdölen, Gesteinen und an Schichtmodellen überprüft. Es wurde ermittelt, daß beim Neutronenbeschuß mineralisierter Schichtwässer eine beträchtliche Radioaktivität mit der Halbwertszeit von etwa 15 h bei ihnen eintritt. Die Bestrahlung der Erdöle und der Proben von erdöhlhaltigen Sandsteinen hatte keine solche Wirkung zur Folge. Bei Neutronenbestrahlung künstlich hergestellter wasser- und erdöhlhaltiger Sandschichten war die angeregte Aktivität der wasserhaltigen Schicht 10 bis 30 Stunden nach Aufhören der Bestrahlung 3- bis 4mal höher als die angeregte Aktivität der erdöhlhaltigen Schicht.

Die Messungen wurden mit einem Szintillometer vorgenommen, mit dem man die Gammastrahlung spektroskopisch untersuchen konnte. Es wurde festgestellt, daß bei überwiegender Messung von Strahlungen höherer Energien der Effekt zunahm. Das läßt sich leicht damit erklären, daß die Gammastrahlung des radioaktiven Natriums größere Energie als die des Mangans und des Kalziums besitzt (s. Tabelle). Die vorstehend erwähnten Versuche wurden an Modellen sowohl einer verrohrten als auch einer unverrohrten Bohrung durchgeführt.



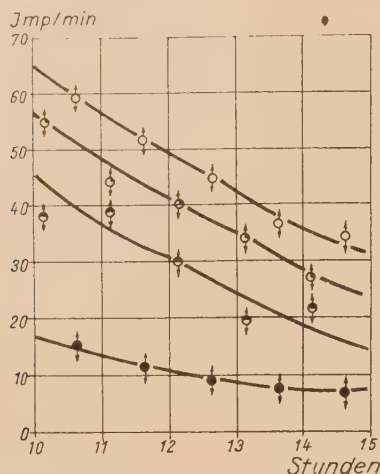


Abb. 3. Zeitliche Änderung der Aktivierungsgröße in dem wasserhaltigen und dem erdölführenden Teil der Schicht

#### Untersuchungen unter Betriebsverhältnissen nach der Methode der Natriumaktivierung

Im Zusammenhang mit der positiven Beurteilung und dem günstigen Ausgang der Laboratoriumsuntersuchungen wurde 1954 auf einer Lagerstätte des Wolgagebiets in Zusammenarbeit mit dem Wissenschaftlichen Forschungsinstitut für Geologische Untersuchungen (NIIGR) eine Erprobung des Verfahrens unter Betriebsverhältnissen durchgeführt<sup>3)</sup>.

Der Hauptteil der Untersuchungen entfiel auf Bohrung 74, und wir wollen daher auch die dabei erzielten Ergebnisse betrachten.

Das wichtigste Untersuchungsobjekt in der Bohrung war eine sandige Schicht des Tula-Horizonts in 1000 bis 1016 m Teufe (Abb. 2). Das Porenvolumen der Schicht beträgt 20%. Im oberen Teil erwies sich die Schicht als erdölführend, im unteren als wasserführend. Die Schichtwasser des Tula-Horizonts, die ihre Zusammensetzung über die ganze Ausdehnung der Lagerstätte gut beibehalten, werden durch eine Mineralisierung von annähernd 15% gekennzeichnet. Die Konstruktion der Bohrung innerhalb der Schicht ist folgende: Durchmesser des Bohrmeißels 113/4'', Verrohrung 6'', Zementmantel ungefähr 3'' Dicke. Die Bohrung wurde während der Untersuchungen auf angeregte Aktivität mit einer Tonaufschwemmung in Süßwasser gefüllt.

Nach Abbohren und Zementieren stand die Bohrung bis zur Vornahme der Untersuchungen 40 Tage lang still. Die Lage der Wasser-Erdöl-Grenze in der zu untersuchenden Schicht konnte sich während dieser Zeit nicht wesentlich verändern.

Die Bestrahlung mit Neutronen (als Quelle für schnelle Neutronen wurde Polonium-Beryllium-Material benutzt), geschah 5 Stunden lang an jedem Punkt. Vor der Bestrahlung wurde an jedem Punkt die natürliche Gammaaktivität (Eigenstrahlung) des Mediums gemessen. Sie betrug im Durchschnitt 20 Imp/min. Die Größe der angeregten Radioaktivität wurde in dem Zeitraum von 10 bis 15 Stunden (nach Beendigung der Bestrahlung) für einen Teil der Punkte und von 0 bis 15 Stunden für einen anderen Teil beobachtet.

Die Messungen der angeregten Aktivität, bezogen auf einen gegebenen Zeitpunkt, dauerten 8 min

und in einigen Fällen (bei geringer Strahlungsintensität) 15 min.

Abb. 3 zeigt die Ergebnisse der Messungen der angeregten Aktivität (ohne den Hintergrund) in der Sandschicht. Auf der Abszisse ist die Zeit angegeben, die zwischen der Beendigung der Bestrahlung und der Messung vergangen ist, auf der Ordinate die Größe der angeregten Aktivität bei vorzugsweiser Registrierung von Gammaquanten mit einer Energie von über 1,5 bis 2 MeV. Gezeichnet wurden nur die uns (bei der Untersuchung auf Natrium) interessierenden rechten Kurvenäste für den Zeitraum von 10 bis 15 Stunden nach Abschluß der Bestrahlung. Wie die Analyse der Kurven zeigt, ist die im Zeitraum zwischen der 12. und 15. Stunde gemessene Radioaktivität hauptsächlich auf die Aktivierung von Natrium zurückzuführen. Unter Berücksichtigung dessen ist in Abb. 4 ein besonderes Diagramm für die Werte der angeregten Aktivität des Natriums in jedem Punkt entworfen worden (verwendet wurden die Mittelwerte der angeregten Aktivität pro Minute für die Zeit von 13 Std.). Die Größe der angeregten Aktivität ist gleich 45 Imp/min im wasserhaltigen Teil der Schicht, geht zurück auf 35, 20 und 8 Imp/min in der Übergangszone und auf 7 Imp/min im erdölführenden Teil der Schicht. Der in der Hauptsache auf statistischer Streuung beruhende Fehler beträgt höchstens 2 bis 3 Imp/min (s. die Werte mit Vorzeichen  $\pm$  in Abb. 4) und ist lediglich für die oberen Punkte, in denen eine nur geringe angeregte Aktivität beobachtet wurde, relativ groß.

Man sieht, daß die angeregte Aktivität im wasserführenden Teil der Schicht etwa 6mal so groß wie in dem ölführenden ist. Das stimmt mit den Schätzungen überein, die in der Annahme gemacht wurden, daß das Verhältnis der Natriumgehalte zwischen dem einen und dem anderen Teil der Schicht gleich 10 sei. Hierbei ist berücksichtigt, daß der Anteil der langsamen Neutronen, die eine Aktivierung hervorrufen, in der wasserhaltigen Schicht kleiner als in der erdölführenden sein wird, und zwar wegen der Unterschiede im Gehalt an Chlor,

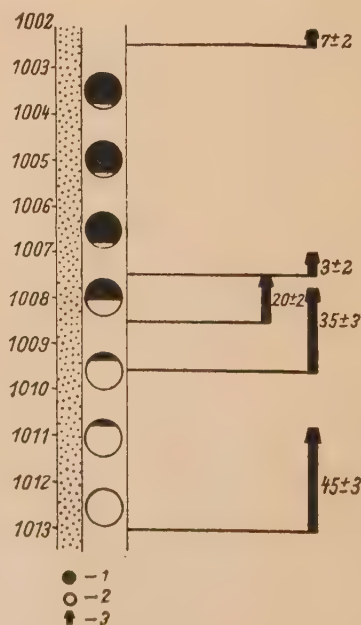


Abb. 4. Die Aktivierungsgröße 13 Std. nach Abschluß der Bestrahlung

1 — erdölführender Sandstein; 2 — wasserführender Sandstein; 3 — Impulse pro Minute

<sup>3)</sup> Teilnehmer an den Untersuchungen unter Betriebsverhältnissen waren außer den Verfassern dieser Arbeit: A. P. GRUMBKOW, G. N. DARWOLD, S. A. KANTOR, A. I. POWYDTSCHIKOW, J. A. SASONOW.



das einen anomal hohen Einfangquerschnitt der Neutronen aufweist.

Der Übergang von den Höchstwerten der angeregten Aktivität zu den niedrigsten vollzieht sich allmählich und entspricht dem Charakter der Sättigung mit Erdöl in der Übergangszone. Das ist gut zu erkennen bei einem Vergleich der Kurve für die angeregte Aktivität in Abb. 2 (die Kurve ist nach denselben Werten konstruiert wie das Diagramm von Abb. 3) mit der Widerstandskurve. Es ist interessant zu vergleichen, in welchem Grad sich die erdöl- und wasserführenden Zonen der Schicht in bezug auf angeregte Aktivität und Neutronen-Gamma-Karottage unterscheiden. Die NGK-Kurve in Abb. 2, die mittels einer 0,6 m-Sonde, einem Gerät mit Szintillationszähler und mit Bormantel aufgenommen wurde (letzterer ergibt eine etwas bessere Differenzierung der NGK-Kurven an der Wasser-Erdöl-Grenze), zeigt keine deutlich ausgeprägten Unterschiede der NGK-Werte gegen die wasserführende und die erdöhlaltige Zone. Die NGK-Schwankungen innerhalb jeder Zone sind beträchtlich (anscheinend wegen ihrer Uneinheitlichkeit hinsichtlich ihrer Speichereigenschaften), wodurch der geringe Unterschied der NGK-Mittelwerte zwischen den Zonen verwischt wird (für die wasserhaltige Zone sind die Werte etwas höher). Wie bereits früher gesagt wurde, ist selbst bei günstigeren geologischen Voraussetzungen (große Gleichförmigkeit der Schichten, hoher Mineralisation der Schichtwässer — 20° Bé) der Unterschied der NGK-Werte zwischen wasserhaltigen

und erdöhlührenden Schichten gewöhnlich nicht größer als 20%.

Es muß erwähnt werden, daß die Versuchsarbeiten des Laboratoriums Nr. 1 in Bohrung 45 auf der Lagerstätte Shirnowsk kleinere Unterschiede der Größen der angeregten Aktivität zwischen den erdöhlührenden und wasserhaltigen Schichten ergeben haben.

Obwohl die theoretischen Grundlagen für die Methode der Natriumaktivierung zur Genüge ausgearbeitet sind und in den betrieblichen Versuchen über ihre Benutzung zur Lagebestimmung von wasserhaltigen und erdöhlührenden Schichten in Bohrungen ihre volle Bestätigung gefunden haben, sind einige neue Fragen aufgetaucht, die eine ergänzende Bearbeitung erfordern. Insbesondere muß die Frage untersucht werden, welchen Einfluß der Grad der Versalzung des Zementmantels mit Natriumchlorid auf die Höhe der angeregten Aktivität des Natriums ausübt.

Ungeachtet des beschränkten Umfangs der unter Betriebsverhältnissen ausgeführten Erprobung des Verfahrens sind seine Möglichkeiten offensichtlich. Die Methode der Natriumaktivierung erweist sich als ein wichtiges Hilfsmittel in den Händen der Erdölgeologen bei der Ausbeutung von Erdöllagern mit mineralhaltigen Sohlen- und Randwässern, und sie ermöglicht es, in verrohrten Bohrungen die Lage der Wasser-Erdöl-Grenze sowie die Art der Durchtränkung der Schichten mit Flüssigkeit festzustellen.

### Literatur

NESMEJANOW, A. N., A. W. LAPIZKIJ, N. P. RUDENKO: Die Gewinnung radioaktiver Isotope. Goschimisdat, 1954.  
SELINOW, I. P.: Atomkerne und Kernumwandlungen, Gosteoretisdat, 1951.  
GROSCHEW, L. W. & N. A. SCHAPIRO: Spektroskopie der Atomkerne, Gosteoretisdat, 1952.

TSCHETSCHIK, N. O. S., M. FAINSTEIN, T. M. LIFSCHIZ: Elektronen-Multiplikatoren. Gosteoretisdat, 1954.  
Vgl. auch: BRODA, E. & TH. SCHÖNFELD: Die technischen Anwendungen der Radioaktivität. VEB Verlag Technik, Berlin u. Porta-Verlag, München, 1956.

## Die Verwendung alkalischer Braunkohlenpräparate zur Qualitätsverbesserung von Tonaufschlämmungen bei Erkundungsbohrungen<sup>1)</sup>

VON J. A. DEMJANOWA & A. F. GRATSCHOWA, Moskau

Oft besitzen die geologischen Erkundungsstrüps keinen geeigneten Rohstoff zur Herstellung der Tonaufschlämmungen, die beim Niederbringen der Bohrungen als Dickspülung benutzt werden. Man kann jedoch bei geschickter Verwendung einiger billiger und in genügender Menge vorhandener Reagenzien auch aus ungeeigneten Tonen Aufschlämmungen herstellen, die sogar beim Bohren in einem schwierigen geologischen Profil als Spülflüssigkeit geeignet sind.

Zu derartigen Reagenzien (BARANOW & BUKS 1945, DEMJANOWA 1952) gehören vor allem alkalische Braunkohlenpräparate, die als flüssiges Kohle-Alkali-Reagenz (KAR) oder als Kohle-Alkali-Paste (KAP) verwendet

werden. Als Beispiel führen wir die Ergebnisse an, die bei der chemischen Behandlung der Tonaufschlämmungen aus der Geologischen Verwaltung von Karaganda (Lagerstätte Westlicher Karadshal) erhalten wurden. Die Tone enthielten eine beträchtliche Menge löslicher Salze, und ohne chemische Behandlung konnte man aus ihnen keine zur Bohrlochspülung geeigneten Aufschlämmungen herstellen.

Der Salzgehalt der Tone wird gekennzeichnet durch die Analysendaten des wäßrigen Auszugs, angegeben im mg-äquiv (Milligramm-Äquivalent) auf 100 g Ton (Tabelle 1).

Ein Zusatz von 100 kg Kohle-Alkali-Paste auf 1 m<sup>3</sup> Tonaufschlämmung (gleich 25 kg Braunkohle und 2,5 kg kaustische Soda) verbesserte die Qualität der Aufschlämmungen so sehr, daß man sie selbst beim

<sup>1)</sup> Aus: Erkundung und Lagerstättenpflege (russisch), Nr. 6, 1956.



Tabelle 1 Der Salzgehalt in den Tonen

	Proben			
	1	2	3	4
Kalzium-Magnesium	0,93	0,45	0,82	0,45
Kalzium	0,61	—	0,50	—
Natrium und Kalium (umgerechnet auf Natrium)	14,94	12,49	13,67	10,81
Chlor	11,87	11,61	9,49	9,93
Schwefelsäurerest	4,00	1,33	5,00	1,33
Gehalt an Salzen in % des Tons	0,98	0,77	0,90	0,67
pH-Wert des wäßrigen Auszugs	7,7	7,0	7,3	7,7

Bohren in einem schwierigen geologischen Profil ohne weiteres verwenden konnte.

Der Einfluß der Paste auf eine Tonaufschlämmung wird durch die Daten der Tabelle 2 gekennzeichnet, in der die wichtigsten Kennzahlen für die Beschaffenheit der Tonaufschlämmungen angegeben sind. Diese Werte wurden auf folgende Weise ermittelt (MAXIMOWITSCH 1954): die Viskosität  $\eta$  mit dem Viskosimeter des WIMS, die Schubspannung  $\Theta$  an dem Gerät GP-4, die Wasserabgabe in 30 min ( $W_{100}$ ) nach der Methode von BARANOW. Der Wasserabgabewert ist für eine Filteroberfläche von 100 cm<sup>2</sup> berechnet und in Millimetern ausgedrückt.

Wie aus Tabelle 2 hervorgeht, setzte die Kohle-Alkali-Paste in allen Fällen die Wasserabgabe der Tonaufschlämmungen wirksam herab.

Nach den im Laboratorium für Tonaufschlämmungen beim WIMS herrschenden Vorstellungen sind die aktiven Bestandteile der Kohle-Alkali-Präparate lösliche Huminsäuren, die man als wirksame Stabilisatoren der Tonteilchen betrachten kann (DEMJANOWA 1952). Die Stabilisierung von Tonsuspensionen kommt in der Verminderung ihrer Wasserabgabe und teilweisen Zerstörung ihrer Struktur zum Ausdruck. Das läßt sich in den meisten Fällen an Tonaufschlämmungen beobachten, die mit Kohle-Alkali-Präparaten behandelt wurden. In einigen Fällen gelingt es allerdings nicht, die Qualität der Tonaufschlämmungen durch Kohle-Alkali-Präparate zu verbessern. Das bezieht sich auf Tone, die beträchtliche Mengen löslicher Salze von Alkali- und Erdalkalimetallen enthalten.

In den Filtraten der Aufschlämmungen dieser mit KAP behandelten Tone finden sich keine löslichen<sup>2)</sup>

<sup>2)</sup> Die löslichen Huminsäuren sind der in verdünnten Laugen lösliche Bestandteil der Braunkohle.

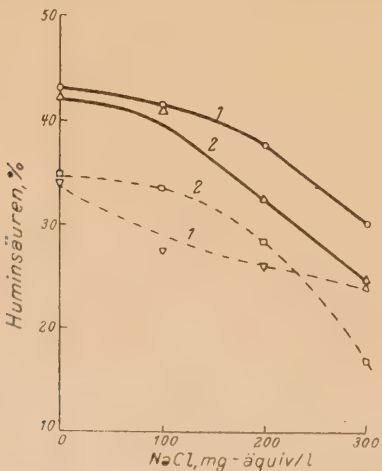


Abb. 1. Der Einfluß von NaCl auf die Extraktion von Huminsäuren aus Kohle-Alkali-Pasten. 1—10% NaOH in der KAP; 2—20% NaOH in der KAP.

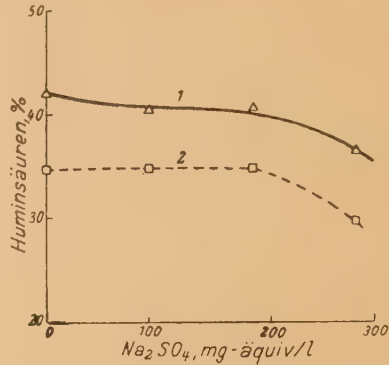


Abb. 2. Der Einfluß von Na<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> auf die Extraktion von Huminsäuren aus Kohle-Alkali-Pasten.

Huminsäuren, d.h. sie fehlen in der flüssigen Phase der Tonsuspensionen. Man kann annehmen, daß die Huminsäuren an der Oberfläche der Tonteilchen adsorbiert werden oder unter dem Einfluß der in den Tonen enthaltenen Salze koagulieren. Zur Klärung dieser Annahme wurde der Einfluß der Salze auf den Gehalt an löslichen Huminsäuren in Kohle-Alkali-Präparaten (Pasten) untersucht.

Die Untersuchung ging auf folgende Weise vor sich: in 100 ml-Meßzylinder wurde die entsprechende Salzmenge gebracht und mit destilliertem Wasser bis zum Meßstrich 100 aufgefüllt. Dann wurden je 10 g der Kohlen-Alkali-Pasten mit verschiedenem Alkaligehalt eingebracht (10, 15 und 20%), bezogen auf das Gewicht der Kohle. Die Zylinder wurden mit Propfen verschlossen und stengelassen, damit die festen Teilchen (Ton, Kohle), welche die Bestimmung stören, sich absetzen konnten. Von der abgestandenen Suspension wurden mit einer Pipette 40 bis 50 ml der klaren Flüssigkeit entnommen und die Huminsäuren kolorimetrisch und gravimetrisch (MAXIMOWITSCH 1954, STADNIKOW 1936) bestimmt.

Nach Abkühlung der Huminsäuren wurde in der flüssigen Phase nach der Methode von STADNIKOW (1936) der Ca- und Mg-Gehalt trilonometrisch bestimmt.

Die Abbildungen 1 und 2 zeigen den Einfluß von NaCl bzw. Na<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> auf den Gehalt an löslichen Huminsäuren in den Kohlen-Alkali-Pasten. Die ausgezogenen Linien verbinden die gravimetrisch, die gestrichelten die kolorimetrisch erhaltenen Bestimmungsergebnisse.

Wie aus dem Verlauf der Kurven ersichtlich ist, bringt Natriumchlorid bei einer Konzentration von 200 bis 300 mg-äquiv/l und darüber die in den Kohle-Alkali-Pasten enthaltenen Huminsäuren zum Koagulieren. Das Eintreten der Koagulation wird durch die

Tabelle 2 Der Einfluß der Kohle-Alkali-Paste auf die Qualität der Tonaufschlämmungen

Nr. der Tonprobe	Tonkonzentration in der Lösung, in %	Menge der KAP (in g) auf 100 ml Aufschlämmung	Viskosität ( $\eta$ ) in Centipoise	Widerstand ( $\Theta$ ) in mg/cm <sup>2</sup>	Wasserabgabe ( $W_{100}$ ) in ml
1	30	—	20,3	1	fast zur Trockene
1	44	10	290	85	18,0
2	20	—	85	31	37,5
2	30	10	191	45,6	12,0
3	25	—	80	29	45,0
3	30	10	29	1	9,0
4	30	—	52,2	—	50,0
4	30	10	58	11,4	12,0



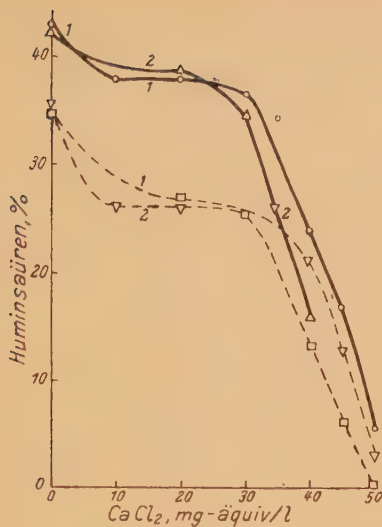


Abb. 3. Der Einfluß von  $\text{CaCl}_2$  auf die Extraktion von Huminsäuren aus Kohle-Alkali-Pasten

Verringerung des Gehalts an löslichen Huminsäuren in der flüssigen Phase und ebenso durch die Vermehrung der Fällungsmenge in den Suspensionen bestätigt. Die koagulationsfördernde Wirkung des Natriumsulfats ist bedeutend geringer als die des Natriumchlorids (s. Abb. 2). Der Alkaligehalt in der KAP hat keinen wesentlichen Einfluß auf die Koagulation der Huminsäuren durch Natriumchlorid; in den Pasten mit 20% NaOH-Gehalt zeigt sich die Koagulation der Huminsäuren intensiver. Interessant ist die Beobachtung, daß die Konzentration der Kalziumionen in der flüssigen Phase bedeutend niedriger als in den Suspensionen ist, in denen die Koagulation der Huminsäuren stattgefunden hat. Offenbar fangen diese während des Koagulierens einen Teil der Kationen der Erdalkalimetalle ein.

Die Kurven der Abb. 3 zeigen den Einfluß von  $\text{CaCl}_2$  auf den Gehalt an löslichen Huminsäuren in Kohle-

Alkali-Pasten. Das Koagulieren der Huminsäuren ist bei einer  $\text{CaCl}_2$ -Konzentration über 35 mg-äquiv/l zu beobachten, bei 50 mg-äquiv/l  $\text{CaCl}_2$  gehen nur etwa 10% des Gesamtgehalts der in den Pasten enthaltenen löslichen Huminsäuren in Lösung. Hierbei nimmt das Volumen der Fällungsmenge stark zu (von 3,5 auf 20 ml).

Bei Zunahme des Alkaligehalts in der KAP äußert sich die Koagulation der Huminsäuren stärker; darauf weist das Abfallen der Kurven hin. Magnesiumsalze (das Chlorid und das Sulfat) koagulieren die Huminsäuren gleichfalls. So findet man bei einem  $\text{MgCl}_2$ -Zusatz von 50 mg-äquiv/l in der flüssigen Phase einer Suspension von Kohle-Alkali-Paste nur etwa 15% an löslichen Huminsäuren, während im wäßrigen Auszug des gleichen Präparats 43% gefunden werden. Das Magnesiumsulfat wirkt auf die Huminsäuren schwächer koagulierend als das Magnesiumchlorid. Die Menge des Niederschlags in den koagulierten Suspensionen ist in allen Fällen erheblich größer als in wäßrigen Suspensionen, die keine Salze enthalten.

### Folgerungen

Salze von Alkali- und Erdalkalimetallen bringen die in Alkalipräparaten von Braunkohle enthaltenen löslichen Huminsäuren zur Koagulation. Am intensivsten koagulieren die Huminsäuren. Unwirksam ist daher die Anwendung von Kohle-Alkali-Präparaten bei der Arbeit mit Tonen, die mehr als 10 mg-äquiv/100 g Ton an löslichen Kalzium- und Magnesiumsalzen enthalten.

Natriumchloride und -sulfate koagulieren die Huminsäuren bei Konzentrationen in der Größenordnung von mehr als 200 mg-äquiv/l. Folglich ist bei verhältnismäßig geringer Versalzung der Tone mit Natriumsalzen (nicht über 40 bis 50 mg-äquiv/100 g Ton) eine Behandlung der Tonaufschlämmungen mit Kohle-Alkali-Präparaten zulässig.

### Literatur

BARANOW, W. S., & S. P. BUKS: Die chemische Behandlung toniger Aufschlämmungen bei Erdölbohrungen. Gostoptechisdat, 1945.  
DEMJANOWA, J. A.: Behandlung von Tonaufschlämmungen mit Kohle-Alkali-Präparaten. Lagerstättenkunde (russisch), 1952, Nr. 4.  
MAXIMOWITSCH, N. A.: Praktische Anleitung zur Anwendung von Tonaufschlämmungen bei Aufschlußbohrungen. Gostoptechisdat, 1954.

SAWINOWSKI, D. A., T. B. STÜNKEL & E. M. JAKIMEZ: Die Bestimmung der Härte des Wassers mit Komplexon. Die Elektrizitätswerke (russisch), 1952, Nr. 8.  
STADNIKOW, G. L.: Die Analyse und Untersuchung von Kohlen. Verl. Akad. Wiss. UdSSR, 1936.

## Erfahrungen beim Bohren mit Stahlschrot (Hackschrot)<sup>1)</sup>

Von S. W. KARNAUCH, Moskau

Stahlschrot (Hackschrot) wird in der mechanischen Werkstatt eines Trupps aus dem Draht abgelegter Schachtseile ( $d = 47,5$  mm, Drahtdurchmesser 2,25 mm) hergestellt. Die Eignung des Schrots wird durch Schläge mit dem Schlosserhammer geprüft. Zu diesem Zweck schüttet man den Schrot auf eine Stahlplatte und schlägt ihn mit dem Hammer.

Guter Schrot drückte sich in die Stahlplatte und den Hammer ein und bei stärkeren Schlägen zerspringt er in zwei bis drei Stücke. Die Daten des Bohrregimes beim Arbeiten mit Stahlschrot gehen aus folgender Tabelle hervor:

Gesteinsklasse (sowj. Klassif.)	Drehzahl der Bohrspindel pro min	Druck auf die Bohrlochsohle in $\text{kg/cm}^2$	Spülung in l/min
XII	140–200	20–35	50–25
XI	140–200	20–35	50–25
X	140–200	18–30	50–25
IX	140–200	18–27	50–25

Beim Bohren mit Stahlschrot wurde die Dauer eines Marsches auf 8 bis 10 Stunden ausgedehnt, und der Verbrauch an Schrot pro 1 lfd. m Bohrfortschritt betrug für die Gesteine der XII. Klasse 6 kg, für die IX. Klasse 0,5 kg. Hierbei wurde der Schrot immer nach je 1,5 bis 2 Stunden eingeschüttet.

<sup>1)</sup> Aus: „Erkundung und Lagerstättenpflege“ (russisch) Nr. 6, 1956.



Gebohrt wurde mit Kronen von 110 bis 130 mm Durchmesser unter Verwendung einer Schwerstange von 800 bis 1200 kg Gewicht.

Die Krone hatte einen rechteckigen Ausschnitt von  $\frac{1}{8}$  bis  $\frac{1}{9}$  des Kreisumfangs, dieser Ausschnitt war 140 bis 180 mm hoch.

Die Abnutzung der Kronen unter den angegebenen Bohrverhältnissen betrug für 1 Arbeitsstunde 0,75 bis 2 cm.

Eine Steigerung des Drucks, eine hohe Umdrehungszahl und ein verlängerter Ausschnitt gewährleisten einen größeren Bohrfortschritt. Diese Voraussetzungen bedürfen der Erfüllung folgender Bedingungen:

1. Bei der Festlegung des Bohrdrucks muß man beachten, daß eine Druckerhöhung zwar die mechanische Geschwindigkeit des Bohrens vergrößert, gleichzeitig aber Bohrlochabweichungen fördert. Daher sind die geplante Teufe, der Neigungswinkel des Bohrlochs und die Einfallswinkel der Gesteine zu berücksichtigen, ferner ist eine Schwerstange zu verwenden. Je flacher dabei der Neigungswinkel des Bohrloches ist, desto größer kann seine Abweichung werden. Ein steiles Einfallen der durchteuften Gesteine begünstigt ebenfalls eine Bohrlochabweichung.

Beim Bohren mit Stahlschrot empfiehlt sich die Verwendung einer Schwerstange (im Gewicht von 1,5 bis 1,25 des Achsendrucks). Dies fördert die Erhöhung der mechanischen Bohrgeschwindigkeit, die Einhaltung der gradlinigen Bohrlochrichtung sowie eine Senkung der Gestängeabnutzung und der Gestängebrüche.

2. Bei der Festsetzung der Spindeldrehzahl muß man die Beschaffenheit des Gestänges berücksichtigen, ferner den anfänglichen Neigungswinkel und das Maß der Abweichung des Bohrlochs von seiner Achse, die Länge des Gestänges und das Vorhandensein einer Schwerstange.

3. Bei der Wahl der Schnittbreite der Krone ist der Ausschnitt in Abhängigkeit vom Kernausholen, von der Abriebfähigkeit der Gesteine und von der Tiefe der Bohrung zu wählen. So wurde z. B. bemerkt, daß eine Verkleinerung der Schnittbreite zu einer Erhöhung des Kernausholens pro Marsch führt. Zur Verlängerung der reinen Bohrzeit macht man in tiefen Bohrlöchern und abrasiven Gesteinen den Ausschnitt am tiefsten (180 mm).

Die Abnutzung der Krone hängt von der Schleifwirkung der Gesteine und dem Material der Krone ab. Der Normalbedarf an Schrot für eine Stunde reiner Bohrzeit und der Zeitpunkt für das Einschütten von Schrot wird nach Festigkeit und Schleifwirkung der Gesteine festgelegt.

Es muß bemerkt werden, daß man in der Bohrpraxis sowohl bei Gußeisen- als auch bei Stahlschrot in das Bohrloch zwei- bis dreimal so viel Spülflüssigkeit aufgibt, als in der technischen Literatur über das Kernbohren angegeben wird.

Es wurde auch beobachtet, daß die für die Spülung des Bohrlochs erforderliche Zeit beim Bohren mit Stahlschrot im Vergleich zu Gußeisenschrot abgekürzt wurde, weil der in Form kleiner Schüppchen aus dem Stahlschrot gebildete Schlamm leicht während des Bohrens durch die Spülflüssigkeit weggeführt wird. Aus diesem Grund geht die Füllung des Schlammrohrs mit Metallschlamm bei dem Bohren mit Stahlschrot sehr viel langsamer vor sich, als bei dem Bohren mit Gußeisenschrot, da z. B. beim Bohren mit Gußeisenschrot das Schlammrohr gewöhnlich nach dem Marsch gefüllt ist. Beim Bohren mit Stahlschrot dagegen füllt sich das Schlammrohr erst nach 5 bis 6 Schichten und mehr.

Beim Bohren mit Gußschrot ist (nach dem Einschütten von Schrot) eine gewisse Zeit für das „Freibohren“ der Bohrlochsohle erforderlich, bis das Bohrwerkzeug auf die Sohle aufsetzt.

Bei Stahlschrot ist diese Zeit kürzer, da ein Freibohren des Bohrlochs nicht erforderlich ist. Der Schrotverbrauch ist außerdem um das 10- bis 15fache niedriger.

Beim Niederbringen dieser Bohrungen ist es beim Durchteufen harter Gesteine üblich, Gußschrot bei laufendem Bohrwerkzeug nachzuschütten. Bei dem Hinzuschütten des Schrots muß man das Bohrgerät von der Sohle (die Krone vom Kern) abheben, nachher das Gerät vorsichtig auf die Sohle aufsetzen und dabei das Bohrloch freibohren. Dafür sind 20 bis 30 Minuten einzusetzen. Bei dieser Operation beobachtet man manchmal, daß beim Aufsetzen des Bohrwerkzeugs der Kern in der Krone auseinandergetrieben wird. In solchen Fällen wird der Kern zertrümmert und es geht bedeutend mehr Zeit für das Aufsetzen des Bohrwerkzeugs verloren. Beim Bohren mit Stahlschrot geschieht das Nachschütten von Schrot, ohne daß das Gerät von der Bohrlochsohle abgehoben wird.

Die Dauer eines Marsches ist beim Bohren mit Stahlschrot größer als mit Gußschrot. Das wird durch die Widerstandsfähigkeit des Stahlschrots gegen Abnutzung (Abrieb, Zerbrechen) bedingt.

Aus der Praxis ist bekannt, daß die reine Bohrzeit beim Bohren mit Stahlschrot 14–18% größer ist als mit Gußschrot. Eine gesteigerte Leistung des Stahlschrotbohrers erreicht man durch Erhöhung der mechanischen Bohrgeschwindigkeit sowie durch Erhöhung des prozentualen Anteils der reinen Bohrzeit. Bei dem gewöhnlichen Bohrbetrieb, wie er beim Bohren mit Gußschrot üblich ist (110 bis 120 Spindelumdrehungen bei einem spezifischen Druck von 20 bis 25 kg/cm<sup>2</sup> der Stirnfläche der Krone) beträgt der Leistungszuwachs 20 bis 40%. Bei einer Betriebsweise, die den Verhältnissen beim Bohren mit Stahlschrot entspricht (160 bis 180 Spindelumdrehungen bei einem spezifischen Druck von 27 bis 35 kg/cm<sup>2</sup> auf die Bohrlochsohle) kann die Leistung um 50 bis 80% erhöht werden.

#### Fernleitung aus Aluminiumrohren

Im Erdölgebiet bei Karachi (Pakistan) wurde eine Erdgas-Fernleitung über rd. 20 km Länge verlegt, bei der ausschließlich Aluminiumrohre und Aluminiumkopplungen verwendet wurden. Die Fernleitung, die überirdisch verlegt wurde, kann schnell und leicht auseinandergenommen und an einer anderen Stelle wieder zusammengebaut werden. Solche Leitungen eignen sich vorwiegend für produzierende Sonden, deren Lebensdauer nicht beurteilt werden kann oder voraussichtlich nur kurz sein wird. Diese Fernleitung aus Aluminiumrohren soll die längste Leitung dieser Art sein, die im kapitalistischen Wirtschaftsbereich außerhalb der USA erbaut worden ist. E.

#### Erdgasvorkommen in Jakutien

30 km nordwestlich von Jakutsk wurde bei einer Erkundungsbohrung in 2500 m Teufe ein Erdgasfeld angefahren. Das Gas steht unter einem Druck von 250 Atmosphären. Die Sonde soll eine große Tagesproduktion ergeben.



# Beitrag zur Frage der Geologenausbildung

Von J. POMPER, Leipzig

Im Heft 11/12 (1956) der Z. angew. Geol. S.529 wurden von berufener Seite sehr wichtige Fragen der Geologenausbildung angeschnitten. Zu folgenden zwei Fragen soll Stellung genommen werden:

1. Die Scheidung in „Geologen aus wirklicher innerer Neigung“ und „Auch-Geologen“, das praktische Jahr als Mittel zur Auslese.
2. Die Ausbildung der Geologie-Ingenieure und Geologie-Techniker.

1. Die Scheidung in „Geologen aus wirklicher innerer Neigung“ und „Auch-Geologen“ wegen günstiger Anstellungsmöglichkeit ist trotz ihrer scheinbaren Härte allzu berechtigt. Der Beruf des Geologen ist einer der wenigen, zu denen eine wirkliche innere Neigung Voraussetzung ist. Sehr bald macht sich bei Ausübung dieses Berufes bemerkbar, was Geistes Kind der Ausübende ist. In den vergangenen Jahrzehnten geologischer Pionierarbeit gab es überhaupt keine „Auch-Geologen“. Die damalige Arbeit des Geologen erforderte innere Begeisterung zu einer Tätigkeit, die mit körperlichen Strapazen und mühsamer Kleinarbeit verbunden war, bei der keine Reichtümer zu sammeln waren. Heute ist die Gefahr des Aufkommens derer, die der bald winkenden guten Besoldung wegen den Geologenberuf ergreifen, sehr groß, weil einerseits die gute Besoldung sehr früh eintritt, und weil andererseits der Zutritt zum Studium der Geologie zu leicht gemacht wurde. Dies gilt sowohl für die Diplomgeologen als auch für die Geologie-Ingenieure.

Zum Punkt Besoldung ist zu sagen, daß erst nach einer bestimmten Bewährungszeit die volle Einstufung in die gesetzlich geregelten Besoldungsgruppen erfolgen dürfte.

Zum Punkt Zutritt zum Studium der Geologie ist zu sagen, daß eine viel strengere Auswahl erfolgen muß. Nur eine allgemeine Befragung vor dem Studium allein genügt nicht. Sie kann wohl einige Rückschlüsse geben, wenn sie von erfahrenen Geologen ausgewertet wird. Aber hier ist das Wort des ersten Diskussionsaufsatzes von Prof. PIETZSCH voranzusetzen: „Geologie ist keine Wissenschaft, die man im Hörsaal lernt. Geologe wird man in der Natur.“ Es ist hier noch hinzuzusetzen: Geologe wird man aus Erkenntnisdrang, Geologe wird man trotz glühender Hitze, trotz regendurchweichter Kleidung, trotz knappen Geldbeutels auf Reisen zu Fuß und zu Fahrrad, aus Freude am Erkennen. Ich glaube nicht, daß alle heute GeologieStudierenden, ganz gleichgültig ob Hoch- oder Fachschulgeologen, ihre „innere Neigung“ zur Geologie in staubigen Sandgruben, schmierigen Tonlöchern, unwegsamen Hängen und Steinbrüchen entdeckt haben. Die einzige Möglichkeit einer solchen Bewährung ist das Vorpraktikum, etwa ein Kollektorenjahr in Produktionsbetrieben oder Außenstellen der Staatlichen Geologischen Kommission. Für die Geologie-Ingenieure werden mit Recht 2 Kollektorenjahre gefordert, weil die Tätigkeit des Geologie-Ingenieurs nur auf die Praxis gerichtet ist. In diesen Vorpraktikumsjahren bietet sich genug Gelegenheit für den Studienanwärter selbst, seine innere Neigung und Eignung für den Geologenberuf zu prüfen. Die beste Begeisterungsprüfung ist die vor Ort und im Gelände, in Steinbrüchen und staubigen Tagebauen. Wer in dem Vorpraktikum verlorene Jahre sieht, stempelt sich

schon selbst zum „Auch-Geologen“ und sollte einen anderen Beruf wählen. Es ist anzunehmen, daß das Vorpraktikum dazu beitragen wird, ein Aufkommen von „Auch-Geologen“ zu verhindern.

2. Zur Frage der Ausbildung der Geologie-Ingenieure und -Techniker ist folgendes zu sagen:

Dieser Beruf ist in Deutschland neu. Er wurde dringendes Bedürfnis infolge der allgemeinen Intensivierung der Erkundung von Lagerstätten. Den ersten Schritt zur Ausbildung solcher qualifizierten Helfer wagte die Staatl. Geol. Komm. der DDR, um zunächst ihren eigenen Bedarf zu decken. Trotz lehrtechnischer Schwierigkeiten wurde 1953 die Geologie-Fachschule in Freiberg ins Leben gerufen und 1955 der Bergingenieurschule „Georgius Agricola“ in Zwickau als besondere Fachabteilung Geologie eingegliedert. Inzwischen haben schon rund 65 Absolventen (inkl. Sonderprüflinge) ihre Zeugnisse als Geologie-Ingenieure oder -Techniker erhalten. Seit 1953 haben die zur Ausbildung eingesetzten Lehrkräfte Erfahrungen gesammelt, die es in der Lehrplangestaltung und Methodik des Unterrichtes und der Praktika auszuwerten gilt. Eine erste Revision des Lehrplanes erfolgte schon im März 1956 seitens der Abteilung Geologie der Zwickauer Fachschule mit dem Ziel, vor allem Querverbindungen der Nebenfächer Chemie, Physik, Mathematik zu den geologisch betonten Fächern wie Bodenkunde, Ingenieurgeologie, Lagerstättenkunde, Hydrogeologie, Geophysik zu schaffen. Beispielsweise wurde die organische Chemie, die erst nach dem allgemeinen Chemielehrplan der Fachschule gelehrt wurde, weitgehendst zugunsten der Bodenkundechemie gekürzt und diese weiter ausgebaut. In der Physik wurde ähnlich verfahren. In der Mathematik konnte infolge der Forderung der Bergingenieurschule, alle Absolventen in Mathematik zur Hochschulreife zu bringen, noch keine durchgreifende Änderung erreicht werden. Die Folge davon ist, daß viele Absolventen, die ohne Oberschule zur Fachschule kamen, im letzten Studienjahr empfindliche Schwierigkeiten haben, noch mitzukommen. Es ist hier mit Recht darauf hinzuweisen, daß in der Geologie keine „höhere“ Mathematik gebraucht wird, es sei denn, man hat die Absicht, sich mit bestimmten, nur mathematisch zu lösenden, theoretischen Problemen der Ingenieurgeologie oder anderen Hilfsdisziplinen der Geologie zu befassen. Letzteres ist aber niemals das Berufsziel für Geologie-Ingenieure und -Techniker. Man sollte daher die Mathematik des letzten Studienjahres an der Fachschule für angewandte Aufgaben in Geohydrologie, Lagerstättenberechnung, Berechnung der wirklichen Mächtigkeiten bei Schrägbohrungen anhand von geeigneten Bohrerergebnissen so intensiv betreiben, daß eine völlige Fertigkeit für die Praxis gesichert ist. Das erfordert eine völlige Umstellung des Lehrplanes für Mathematik. Auch die darstellende Geometrie sollte in Hinblick auf Perspektiv- und Blockbilder von Lagerstätten geübt werden. Die reine Mathematik ist mit den Winkelfunktionen abzuschließen.

Die bisher an der Ausbildung der Geologie-Ingenieure beteiligten Lehrkräfte sind sich darüber einig, daß die Ausbildung noch mehr praxisbetont sein muß. Dazu gehören genügend Praktikumsstunden und Übungsmöglichkeiten. Die Praktika leiden unter Mangel an Karten



(Serien mehrerer gleicher Spezialblätter, aus denen sich praktische Aufgaben erarbeiten lassen) und Gesteinsmaterial (abgelegte Bohrkerne, die zerschlagen werden können) zur Übung in der Anprache des Gesteins. Für Übungen in Geländeaufnahmen sind in der Umgebung Zwickaus gute Objekte vorhanden, aber ohne topographische Unterlage. Diese müßte in einem Praktikum des Lehrfaches „Niedere Geodäsie“ erarbeitet werden. Im geologischen Praktikum ist dafür die Zeit zu knapp.

Die Durchführung der Exkursionen ist stets schwierig wegen der Finanzierung. Man kann sich nicht auf den Standpunkt stellen, die Studierenden der Abteilung Geologie bekommen die gleiche Summe für Exkursionen zugesprochen wie die der Maschinen- oder anderer Abteilungen. Die Krönung des Geologiestudiums ist die Exkursion. Das geologische Erlebnis am Aufschluß ist unentbehrliche Ergänzung des Theoretischen. Da aber die geologischen Aufschlüsse im Gelände nicht dicht beieinander liegen, sind größere und zeitraubendere Fahrten

notwendig als bei Exkursionen der Studierenden des Bergbaues, wobei Maschinen und Gruben an einer Stelle besucht werden. Den Studierenden der Abteilung Geologie müssen mehr Mittel zur Finanzierung von Exkursionen zugesprochen werden als den übrigen Studierenden der Bergingenieurschule.

Zusammenfassend ist zur Ausbildung der Fachschul-Geologen zu sagen, daß nunmehr wertvolle Erfahrungen vorliegen, denen Rechnung getragen werden muß. Es ist durch diese eine Verbesserung des Lehrplanes möglich. Hierzu wird eine nur Hinweise gebende Sitzung allein nicht genügen. Es ist eine in die Details gehende Ausarbeitung in einer Arbeitssitzung der berufenen Vertreter der Praxis und der Schule notwendig.

Abschließend sei noch bemerkt, daß besonders unter den studierenden Fachschulgeologen die Differenzierung in solche aus innerer Neigung und solche wegen günstiger Anstellungsmöglichkeiten zu beobachten ist. Diesem Umstand muß bei der Neuaufnahme eine gründlich auslesende Beachtung geschenkt werden.

## Die Aussagekraft der Ergebnisse von Bohrungen und bergmännischen Aufnahmen bei geologischen Erkundungen

Von F. STAMMBERGER, Berlin

Die Redaktion der „Zeitschrift für angewandte Geologie“ hat sich an die Zentrale Vorratskommission für mineralische Rohstoffe der Deutschen Demokratischen Republik mit der Bitte gewandt, unter Berücksichtigung der Arbeitserfahrungen der ZVK zu Fragen der Methodik der geologischen Erkundung u. a. Stellung zu nehmen. Die Redaktion ist dabei von der Vorstellung ausgegangen, daß bei den Beratungen und Besprechungen der ZVK Probleme und Fragen auftauchen, die gewöhnlich in unseren Veröffentlichungen wegen ihrer scheinbaren Winzigkeit und geringen Bedeutung umgangen werden, obwohl sie für die tägliche „handwerkliche“ Tätigkeit des Geologen keineswegs unwichtig sind.

Die ZVK hat in der zurückliegenden Zeit ihr Hauptaugenmerk auf die Schaffung jener Grundlagen richten müssen und auch gerichtet, die notwendig sind, um überhaupt nach einheitlichen Gesichtspunkten Vorratsberechnungen anfertigen zu können. Sie verfügt somit vorläufig nur über eine beschränkte Arbeitserfahrung. Aus den zahlreichen Besprechungen und Beratungen heben sich jedoch einige Teilfragen heraus, die es verdienen, hier behandelt zu werden. Die ZVK hat daher den Vorschlag der Redaktion der „Zeitschrift für angewandte Geologie“ angenommen und wird in zwangsloser Folge in den nächsten Heften aus der Arbeit der ZVK berichten. Es ist selbstverständlich, daß die Auswahl der behandelten Fragen das Interesse eines größeren Leserkreises der Zeitschrift berücksichtigen wird. D. R.

Unter Geologen gibt es keine Meinungsverschiedenheiten darüber, daß ein bergmännischer Aufschluß<sup>1)</sup> bessere Einsicht in die geologischen Gegebenheiten ermöglicht als eine Bohrung. Diese unbestreitbare Tat-

sache hat bei einem Teil unserer Geologen allerdings zu einer offensichtlichen Unterschätzung der Aussagekraft geologischer Bohrungen geführt. Diese Sachlage wurde bei den Beratungen der ZVK über die Instruktionen zur Anwendung der allgemeinen Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe für die verschiedenen Rohstoffe und Lagerstättentypen deutlich spürbar.

Die Erkundungstechnik hat in den letzten Jahren bedeutende Fortschritte gemacht. Besonders spürbar ist das auf dem Gebiete der angewandten Geophysik und Geochemie. Bohrungen und bergmännische Arbeiten sind jedoch die einzigen Wege zum Aufschluß der Lagerstätte geblieben. Die Anwendung dieser technischen Mittel ist abhängig vom Erkundungssystem, das seinerseits wesentlich von den Lagerungsverhältnissen, der Form, dem Ausmaß der Lagerstätten und der Gleichmäßigkeit der Verteilung des nutzbaren Rohstoffes bestimmt wird. Es gibt nicht wenig Lagerstätten (z. B. die überwiegende Mehrheit der Ganglagerstätten), bei deren Erkundung Bohrungen eine untergeordnete Rolle spielen, da die Lagerstättenkörper durch bergmännische Arbeiten auch im Fallen und Streichen verfolgt werden. Bohrungen haben hier ausgesprochenen Hilfscharakter bei der Lösung spezieller Aufgaben.

Selbstverständlich darf — wenn die Aussagekraft bergmännischer Aufschlüsse und geologischer Bohrungen miteinander verglichen werden soll — das Beispiel nicht falsch gewählt werden. Es muß sich grundsätzlich auf solche Lagerstättenverhältnisse beziehen, bei denen die Zweckmäßigkeit der Anwendung geologischer Bohrungen außer Zweifel steht, z. B. auf eine flözartige Lagerstätte oder Lagerstätten mit großer Ausdehnung und großer Mächtigkeit und verhältnismäßig gleich-

<sup>1)</sup> Diese Bezeichnung wird hier — trotz ihr eigener Mängel — im Sinne der veröffentlichten „Normung bergmännischer Bezeichnungen“ des FA Ausbildung des Fachverbandes Bergbau, Kammer der Technik (Bergbautechnik, 1956, Heft 10) verwendet.



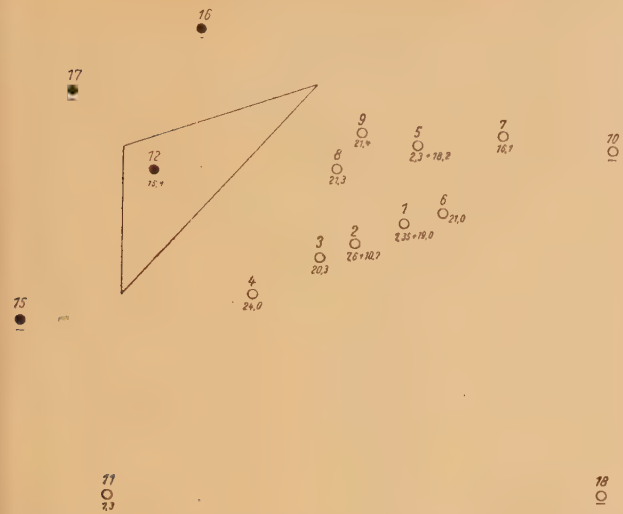


Abb. 1. Die Ziffer über dem Bohrpunkt gibt die Bezeichnung der Bohrung, die Ziffer unter dem Bohrpunkt die angetroffene Mächtigkeit an

bleibenden Eigenschaften (z. B. der Erzführung) des Lagerstättenkörpers.

Unter solchen Verhältnissen verliert die oft gebrauchte formale Feststellung, daß Bohrungen punktartige und bergmännische Auffahrungen linienartige Aufschlüsse sind, in hohem Maße seine Berechtigung. Bei großen Mächtigkeiten müssen im Gegenteil beide als linienförmige Aufschlüsse bezeichnet werden, wobei sie sich in der Praxis gewöhnlich lediglich in der Richtung, in der der Lagerstättenkörper durchörtert wird, und in ihren Querschnitten unterscheiden. Die Bohrung kann als punktförmiger Aufschluß nur dann betrachtet werden, wenn die Mächtigkeit des Lagerstättenkörpers sehr gering ist (wie z. B. des Kupferschieferflözes) oder, allgemeiner gesprochen, wenn der Lagerstättenkörper eine überwiegend zweidimensionale Ausdehnung hat, die dritte Dimension jedoch außerordentlich — im Verhältnis zu den anderen beiden — gering ist.

Bei der Gegenüberstellung der Aussagekraft einer Bohrung und einer bergmännischen Auffahrung wird meist die Tatsache hervorgehoben, daß eine Strecke bedeutend mehr Vorräte („eine größere Fläche“) schafft als die Bohrung. Doch eine einzige Strecke kann im Grunde ebenso wenig Vorräte schaffen wie eine einzige Bohrung. Die bei uns überlieferte Methode, von einer Strecke aus z. B. seitlich zu extrapolieren, ist genau so schwach fundiert, wie die Vorratsbildung um eine einzige Bohrung im Schlagkreis eines gewissen Abstandes.

Vorräte nehmen stets innerhalb der Lagerstätte ein bestimmtes Volumen ein. Das Volumen eines Vorrates ergibt sich aus seiner flächenmäßigen Erstreckung und seiner Mächtigkeit u. a. Eine Fläche kann jedoch ebenso wenig durch eine Linie (z. B. Strecke) wie durch einen Punkt (Bohrung) bestimmt werden. Allein um exakt die Richtung einer Fläche im Raum bestimmen zu können, bedürfen wir einer Linie und mindestens eines Punktes oder mindestens dreier Punkte, welche nicht auf einer Linie liegen dürfen. Diese geometrische Binsenwahrheit ist in der Kali-Instruktion in Punkt 7.41 zum Ausdruck gekommen. Dort heißt es u. a.:

<sup>2)</sup> Siehe Z. angew. Geol. 1955, S. 41–45, Heft 1, und F. STAMMBERGER, Einführung in die Berechnung von Lagerstättenvorräten fester mineralischer Rohstoffe, Akademie-Verlag, Berlin, 1956, S. 14–32.

„Vorräte können nicht durch einzelne Bohrungen (etwaige Bildung eines Schlagkreises um eine Bohrung u. ä.) festgestellt werden. Zur Vorratsfeststellung sind mindestens drei nicht auf einer Linie liegende Bohrungen bzw. andere punktförmige Aufschlüsse notwendig.“

Bohrungen werden in ihrer Aussagekraft deshalb häufig unterschätzt, weil in der Praxis nicht selten versucht wurde, Vorräte um eine isoliert stehende oder isoliert betrachtete Bohrung auszublocken. Da sich hierbei endlos viele Möglichkeiten boten, der endgültig festgelegte Umriß des Blockes in den meisten Fällen der subjektiven Auffassung, dem „Gefühl“ des Geologen entsprang, der nicht selten unverhohlen sein Mißtrauen bzw. seinen Unglauben an die Richtigkeit der von ihm selbst festgelegten Grenzen aussprach, schlug bei uns immer mehr die Vorstellung Wurzeln, daß Bohrungen von Natur aus ein schlechter Ersatz für die „eigentliche“ bergmännische Erkundung sind.

Wir möchten diesen Gedanken an einem Beispiel aus der Praxis erläutern. Ein Solbetrieb war bei der Niederbringung von Produktionsbohrungen mit einer Bohrung überraschenderweise nicht fündig geworden. Daraufhin wurde das angrenzende Feld mit Hilfe geologischer Bohrungen erkundet. Von diesen Bohrungen wurde nur eine fündig. In Abb. 1 ist die schematische Lage der Produktionsbohrungen und der geologischen Bohrungen wiedergegeben. Auf der gleichen Abbildung ist die vom Geologen vorgeschlagene Grenze zur Berechnung der Vorräte (um die einzige fündige Bohrung) angegeben. Diese Methode kann nicht als richtig anerkannt werden, da die Gesetze der begrenzten und unbegrenzten Extrapolation unbeachtet blieben.

Die ZVK hat nicht die Absicht, irgendeinem Erkundungsgeologen vorzuschreiben, welches Verfahren er bei der Extrapolation anzuwenden hat. Denn eine richtige Entscheidung kann nur bei Berücksichtigung aller geologischen Erkenntnisse und Gegebenheiten getroffen werden. Um die Wahl des Verfahrens jedoch richtig vornehmen zu können, ist außerdem die Kenntnis und Beherrschung dieser Verfahren notwendig, ein Umstand, auf den hier nochmals hingewiesen sei<sup>2)</sup>. Nachfolgend wird eine formale Lösung beschrieben, bei der die Lagerstättengrenzen sich ausschließlich auf die Bohrergebnisse und einige elementare Schlußfolgerungen stützen. Und zwar:

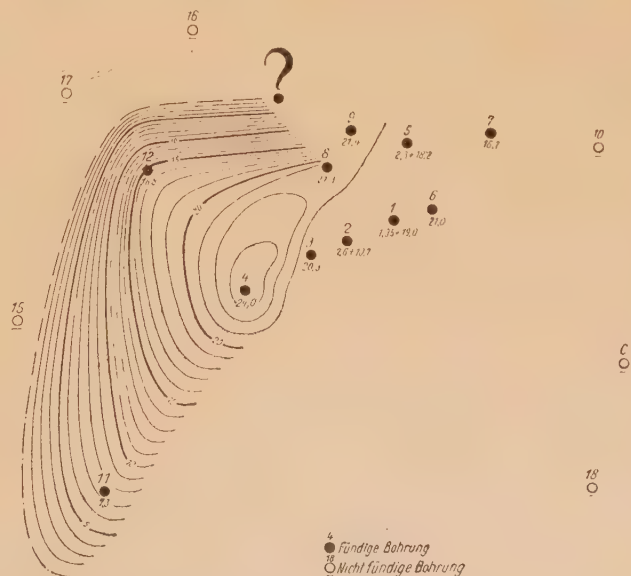


Abb. 2. Erläuterungen im Text



1. Zwischen den Bohrungen 17 und 12 (s. Abb. 2) wie auch 16 und 12 nimmt die Mächtigkeit schroffer ab als zwischen den Bohrungen 4 und 12. Das Auskeilen des Lagers kann zwischen den Bohrungen 17—12 und 16—12 nicht genau bestimmt werden, es muß daher notgedrungen in der Mitte der Entfernungen zwischen diesen Bohrungen angenommen werden.

2. Die große Entfernung zwischen den Bohrungen 15 und 4 läßt bei Berücksichtigung des allmählichen Mächtigkeitsverlustes zwischen den Bohrungen 4 und 11 die Annahme unwahrscheinlich erscheinen, daß das Lager ebenfalls in der Mitte zwischen den Bohrungen 15 und 4 auskeilt. Aus diesem Grunde wurde hier für die Grenze zunächst eine stetige Veränderung der Isopachen aus 17—12 in Richtung 11—4 angenommen und die Grenze aus dem sich ergebenden Verlauf der Isolinien bestimmt.

3. Völlig unklar ist der Verlauf der Isopachen im Raume zwischen der Bohrung 16 und den Bohrungen 8 und 9. Zur Klärung dieser Frage hätte etwa in Höhe der eingezeichneten Isopache für 1 Meter noch eine Bohrung niedergebracht werden müssen.

4. Das Auskeilen des Lagers über die Bohrung 11 hinaus wurde nach dem Auskeilungswinkel extrapoliert. (Die Isopachen haben die gleichen Abstände wie zwischen den Bohrungen 11 und 4.)

In Abb. 2 wurden Linien gleicher Mächtigkeiten des Salzlagers (nach den Mächtigkeitsangaben aus allen Bohrungen) gezogen. Die Lagerstättenumgrenzung wurde mit Hilfe begrenzter und unbegrenzter Extrapolation für die Isopache 1 Meter, die als äußerer Umriß gezeichnet wurde, gefunden. Diese Vorräte können selbstverständlich nur in einer niedrigen Klasse  $C_1$  oder  $C_2$  eingestuft werden. Das Beispiel zeigt jedoch, daß selbst bei so mageren Erkundungsergebnissen mit Hilfe von Bohrungen mit der von der Industrie geforderten Genauigkeit hinreichend begründete Vorratsangaben gemacht werden können.

Was die Möglichkeiten der Extrapolation betrifft, so muß unter dem Blickwinkel ihrer Aussagekraft eine bergmännische Auffassung, z. B. eine Strecke, mit einer Reihe von Bohrungen, d. h. mindestens zwei, verglichen werden. Die Aussagekraft einer Strecke ist fast immer größer als die zweier Bohrungen, die z. B. am Anfang und Ende dieser Strecke stehen. Wenn die Entfernung zwischen den Bohrungen jedoch auf ein entsprechendes Maß verringert wird oder sich ihre Zahl vergrößert, tritt bei vielen Lagerstätten bald der Augenblick ein, in dem sich Bohrungen und Strecke in ihrer Aussage das Gleichgewicht halten. (Wir lassen hier solche Vorteile unbeachtet wie Gewinnung eines größeren Probegutes und andere zusätzliche Möglichkeiten, welche bergmännische Auffassungen im Vergleich zu Bohrungen bieten.) In solchen Fällen (z. B. bei einer durch mehrere Bohrungen abgebohrten Erkundungslinie), ist die Möglichkeit der Extrapolation nicht geringer als bei einer Strecke.

Dieser letzte Gesichtspunkt ist auch in der allgemeinen Vorratsklassifikation verankert, gemäß der bei den Klassen  $A_2$  bis  $C_2$  sowohl Bohrungen als auch bergmännische Arbeiten für die Umgrenzung der Vorräte herangezogen werden können.

Ohne Schwierigkeiten könnten selbstverständlich Beispiele aufgezählt werden, in denen Bohrungen (und die Erkenntnisse aus ihnen) in keinen Vergleich mit bergmännischen Arbeiten (und den mit ihrer Hilfe gewonnenen Einblicken in die Lagerstätte) gestellt werden können. Doch jeder Geologe wird sich bei jedem dieser Beispiele leicht davon überzeugen können, daß die gegebene Lagerstätte ein Erkundungssystem fordert, das keine Bohrungen oder nur als Ergänzung zu hauptsächlich bergmännischen Arbeiten nötig macht.

(Eingang des Manuskriptes 7. 3. 1957.)

## Die Berücksichtigung der systematischen Fehler bei der Vorratsberechnung<sup>1)</sup>

Von B. J. JUFA, Moskau

Die Wichtigkeit einer sachgemäßen Berücksichtigung systematischer Fehler, die bei der Bestimmung des Gehalts der Mineralrohstoffkomponenten bei der Vorratsberechnung auftreten, ist allgemein bekannt. Solange die äußere Kontrolle nicht bewiesen hat, daß keine systematischen Fehler vorliegen, kann die Berechnung nicht als zuverlässig betrachtet werden.

Nach dem von der Vorratskommission der Sowjetunion (WKS)<sup>2)</sup> empfohlenen Schema wird das Vorliegen systematischer Fehler nach dem Wahrscheinlichkeitskoeffizienten ermittelt: dieser ist gleich dem Quotienten, gebildet aus der Differenz der Mittelwerte der ursprünglichen ( $M_x$ ) und der Kontrollbestimmungen ( $M_y$ ), und dem Fehler der Differenz der Mittelwerte ( $m_{x-y}$ ), d. h.

$$t = \frac{M_y - M_x}{m_{x-y}} \quad (1)$$

wobei

$m_{x-y} = \sqrt{m_x^2 - m_y^2 + r m_x m_y}$

$m_x$  und  $m_y$  = durchschnittliche Fehlerquadrate der Reihe

$r$  = ein Koeffizient, der die Korrelation der ursprünglichen und der Kontrollbestimmungen ausdrückt (Korrelationskoeffizient).

Die Größe des systematischen Fehlers (der Korrekturfaktor) wird durch das Verhältnis der Mittelwerte der Reihen der ursprünglichen und der Kontrollbestimmungen definiert.

Es wird angenommen, daß „je größer der Wert  $t$  ist, um so bestimmter kann man folgern, daß ein systematischer Fehler in der Bestimmung der wertvollen Komponente enthalten ist. Diesen Fehler kann man nur dann als unwesentlich betrachten, wenn  $t < 2$ . Wenn  $t > 2$ , dann müssen alle ursprünglichen Analysen wiederholt werden, oder in die Angaben über den Gehalt muß ein Korrekturfaktor eingeführt werden“ (SMIRNOW 1950).

So wurde zur Aufdeckung systematischer Fehler eine Art index number (Kennzahl) eingeführt, die ohne Berücksichtigung des Charakters der Abhängigkeit zwischen den verglichenen Reihen benutzt wird.

Eine kritische Analyse der gegenwärtig angewandten Methodik der Berücksichtigung systematischer Fehler führt zu dem Schluß, daß diese Methodik verbessert werden muß.

<sup>1)</sup> Aus: „Lagerstättenerkundung“ (russisch), Moskau, Nr. 6/ 1951.

<sup>2)</sup> Jetzt: GKS (D. Red.).



Ihr grundlegender Mangel besteht darin, daß das Schema zur Ermittlung der systematischen Fehler erstens auf einer unexakten Definition des Begriffs der systematischen Fehler beruht, und zweitens auf der formalen Analyse der Mittelwerte der zu untersuchenden Reihen, ohne daß die Abhängigkeit in den Elementen, die diese Reihen bilden, untersucht wird. Die Unexaktheit der Definition des Begriffs der systematischen Fehler kommt darin zum Ausdruck, daß man unter diesen gewöhnlich Fehler versteht, die die Bestimmungen in einer Richtung entstellen, d. h. mit gleichem Vorzeichen. Der analytische Ausdruck für diese Art der Abhängigkeit zwischen den ursprünglichen und den Kontrollbestimmungen ist die Gleichung  $y = ax$ , wobei  $a$  der Korrekturfaktor ist, der die Größe des systematischen Fehlers bestimmt.

Bei physikalischen Messungen und chemischen Analysen können jedoch die ursprünglichen und die Kontrollbestimmungen ziemlich häufig durch Gleichungen von der Art  $y = ax + b$  verbunden sein, und in einer Anzahl von Fällen auch durch kompliziertere Gesetze, die nicht immer durch einen analytischen Ausdruck definiert werden können.

Daher bezeichnen wir besser bei einer allgemeineren Formulierung solche Fehler als systematische, die das Ergebnis nach einem bestimmten Gesetz entstellen.

Die Benutzung der Mittelwerte der verglichenen Reihen zur Aufdeckung der systematischen Fehler nach dem Wahrscheinlichkeitskoeffizienten ist deshalb nur dann berechtigt, wenn der systematische Fehler in das Ergebnis nach dem Gesetz  $y = ax$  eingeht. In anderen Fällen aber kann die formale Analyse der Ergebnisse nach der Größe der Mittelwerte zu wesentlichen Fehlern bei Schlüssen über die Genauigkeit der Berechnung führen.

Aus der Formel folgt z. B., daß dann, wenn die Mittelwerte  $M_x$  und  $M_y$  ihrer absoluten Größe nach gleich sind, der Wahrscheinlichkeitskoeffizient  $t$ , unabhängig vom Wert der ins Quadrat erhobenen mittleren Fehler  $m_x$ ,  $m_y$  und dem Korrelationskoeffizienten  $r$ , gleich Null ist. Dies soll seinerseits in Übereinstimmung mit der benutzten Methodik darauf hinweisen, daß in den Bestimmungen keine systematischen Fehler auftreten.

In der Praxis der Vorratsberechnung können systematische Fehler häufig das Ergebnis so entstellen, daß die ursprünglichen Bestimmungen der Gehalte der nutzbaren Komponenten in manchen Intervallen niedriger liegen als die Kontrollbestimmungen, in anderen wieder höher.

Bei solchen Verhältnissen können zwei Reihen mit gleichen Mittelwerten miteinander verglichen werden: dann wäre sogar bei einem wesentlichen systematischen Fehler der Wahrscheinlichkeitskoeffizient genau gleich Null. Der Koeffizient  $t$  gibt hier schon keinen Hinweis mehr, daß ein systematischer Fehler vorliegt, sondern verschleiert im Gegenteil diese Tatsache.

Es muß auch erwähnt werden, daß die angewandte Methodik in einigen Fällen sogar den formalen Grundsätzen der mathematischen Fehlertheorie widerspricht. So ist z. B. völlig unklar, aus welchem Grund man zur Berücksichtigung der systematischen Fehler die Größe  $t$  in Form der Gleichung (ALTUNIN 1957) benutzt, die für die Bewertung der Differenz der Mittelwerte abhängiger Reihen abgeleitet worden ist.

Für unabhängige Reihen (zu diesen gehören ohne Vorbehalt die verglichenen ursprünglichen und Kon-

trollbestimmungen) gibt die Theorie den Wahrscheinlichkeitskoeffizienten in folgender Form:

$$t_1 = \frac{M_y - M_x}{\sqrt{m_y^2 + m_x^2}}$$

Die kritische Analyse, die oben für die Anwendung des Wahrscheinlichkeitskoeffizienten  $t$  durchgeführt wurde, gilt auch für  $t_1$ .

Es ist ferner unklar, warum man bei Vorratsberechnungen dem Korrelationskoeffizienten eine derart große Beachtung schenkt. Die Überschätzung des Korrelationskoeffizienten hängt anscheinend mit einer falschen Auffassung seines physikalischen Inhalts zusammen.

So nimmt man z. B. an, daß ein Korrelationskoeffizient  $r$ , dessen absoluter Wert bei 1 liegt, auf eine sehr gute Übereinstimmung der ursprünglichen und der Kontrollbestimmungen hinweist; von  $r$  mit einem Wert nahe bei Null wird angenommen, daß er auf das Fehlen jeder Beziehung hinweist. Die mathematische Statistik (ROMANOWSKIJ 1957) lehrt, daß bei  $r = \pm 1$  wirklich eine genaue gradlinige Abhängigkeit zwischen den verglichenen Merkmalen vorhanden ist, jedoch kann auch bei  $r = \pm 1$  ein wesentlicher systematischer Fehler von der Art  $y = ax + b$  vorliegen. Umgekehrt kann bei  $r = 0$ , obwohl eine gradlinige Abhängigkeit zwischen den verglichenen Merkmalen fehlt, eine krummlinige Abhängigkeit existieren.

Das Fehlen eines korrelativen Zusammenhangs kann man eindeutig nur nach dem Korrelationsverhältnis ermitteln; sein Berechnungsverfahren wird in vielen Handbüchern (ALTUNIN 1957, ROMANOWSKIJ 1957, JAKOWLEW 1950) behandelt und deshalb hier nicht betrachtet.

Somit muß in allgemeinerer Form die Vergleichbarkeit der Bestimmungen nach dem Korrelationsverhältnis, und nicht nach dem Korrelationskoeffizienten, wie dies heute geschieht, festgestellt werden.

Aus dem Dargelegten geht hervor, daß die angewandte Methodik zur Berücksichtigung der systematischen Fehler bei bestimmten Bedingungen ernsthafte systematische Fehler verdecken und damit für die Vorratsberechnungen falsche Vorstellungen vermitteln kann.

Wie sind nun systematische Fehler zu ermitteln und aus den Ergebnissen zu beseitigen?

Aus der oben gegebenen Definition des Begriffs der systematischen Fehler folgt, daß ein Gesetz aufgefunden werden muß, welches die ursprünglichen und die Kontrollbestimmungen miteinander verknüpft. Am einfachsten geschieht dies auf graphisch-analytischem Wege.

Zu diesem Zweck trägt man (auf Millimeterpapier) auf den Koordinatenachsen im gleichen Maßstab die Resultate der ursprünglichen Bestimmungen ( $x$ ) und der Kontrollbestimmungen ( $y$ ) auf. Die Koordinaten des Wertepaares ( $x$  und  $y$ ) bilden für jede verglichene Probe einen Punkt. Hier zieht man die Gleichheitslinie  $y = x$ .

Treten keine systematischen Fehler in den Bestimmungen auf, dann fällt die Linie, die die Punkte verbindet, von denen jeder nach der Lage des geometrischen Mittels der Punkte definiert ist, und die als Regressionslinie bezeichnet wird, mit der Gleichheitslinie zusammen (ALTUNIN 1957). In diesem Fall bestimmen die Abweichungen der einzelnen Punkte von der Gleichheitslinie lediglich das Niveau der zufälligen Fehler. Das letztere wird um so größer sein, je größer die Streuung der Punkte



Tabelle 1

**Vergleich der Ergebnisse  
der Kontrollbestimmungen und der nach verschiedenen  
Methoden durchgeführten Korrekturen der Goldgehalte  
auf einer Lagerstätte (Ausgangsdaten nach W. I. Smirnow)**

Nr.	Goldgehalt in g/t nach den Bestimmungen		Nach den ursprünglichen Bestimmungen korrigierte Werte der Goldgehalte in g/t		Abweichungen d. ursprüng- lichen Bestim- mungen v. d. Kontrollbestim- mungen in g/t korrigiert		Zulässige Fehlergrenzen (nach W. I. SMIRNOW, Tabelle 9)	
	Kontroll- bestimmungen	Ursprüngliche Bestimmungen	Korrigiert nach dem Korrektur- koeffizienten	Korrigiert nach der Regressions- gleichung	Korrigiert nach dem Korrektur- koeffizienten	Korrigiert nach der Regressions- gleichung	Relative Fehler, in %	Absolute Fehler, in g/t
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	0,9	0,8	1,0	1,7	-0,1	-0,8	-	-
2	1,4	0,2	0,2	1,1	+1,2	+0,3	-	-
3	1,6	0,9	1,1	1,8	+0,5	-0,2	-	-
4	1,8	1,4	1,7	2,3	+0,1	-0,5	-	-
5	1,9	0,8	1,0	1,7	+0,9	+0,2	-	-
6	2,6	1,6	1,9	2,6	+0,7	0	-	-
7	2,7	2,0	2,4	2,9	+0,3	-0,2	-	-
8	2,9	1,9	2,3	2,9	+0,6	0	-	-
9	3,0	1,8	2,2	2,8	+0,8	+0,2	-	-
10	3,1	2,2	2,7	3,1	+0,4	0	-	-
11	3,1	2,1	2,5	3,1	+0,6	0	-	-
12	3,4	2,0	2,4	2,9	+1,0	+0,5	-	-
13	3,8	3,7	4,5	4,7	-0,7	-0,9	-	-
14	3,8	3,0	3,6	4,0	+0,2	-0,2	-	-
15	3,9	2,8	3,4	3,9	+0,5	-0	-	-
16	4,0	3,9	4,7	4,9	-0,7	-0,9	-	-
17	4,1	3,6	4,4	4,6	-0,3	-0,5	-	-
18	4,2	3,6	4,4	4,6	-0,2	-0,4	-	-
19	4,2	2,4	2,9	3,4	+1,3	+0,8	-	-
20	4,3	2,6	3,1	3,6	+1,2	+0,7	-	-
21	4,7	3,6	4,3	4,7	+0,4	0	-	-
22	4,8	3,2	3,9	4,3	+0,9	+0,5	-	-
23	5,1	4,5	5,4	5,6	-0,3	-0,5	10	0,5
24	5,6	4,5	5,4	5,6	+0,2	0	-	-
25	5,7	7,7	9,3	9,0	-3,6*	+3,3*	-	-
26	5,9	4,7	5,7	5,9	+0,2	0	-	0,6
27	6,5	3,8	4,6	4,9	+1,9*	1,6*	-	-
28	6,7	5,1	6,2	6,2	+0,5	+0,5	-	-
29	6,8	4,1	5,0	5,2	+1,8*	+1,6*	-	-
30	6,8	4,7	5,7	5,8	+1,1*	+1,0*	-	-
31	7,3	5,5	6,6	6,7	+0,7*	+0,6	-	-
32	8,3	5,0	6,0	6,1	+2,3*	+2,2*	-	-
33	8,4	6,6	8,0	7,9	+0,4	+0,5	-	-
34	8,5	7,6	9,2	8,9	-0,7*	-0,4	-	-
35	9,5	8,8	10,7	10,1	-1,2*	+0,6	-	-
36	9,6	7,9	9,6	9,2	0	+0,4	-	-
37	10,2	9,0	10,9	10,4	-0,7*	-0,2	-	-
38	10,5	9,1	11,0	10,5	-0,5	0	7	0,7
39	13,9	12,7	15,3	14,3	-1,4*	-0,4	-	0,8
40	15,0	13,8	16,7	15,4	-1,7*	-0,4	6	0,9
41	19,5	16,5	20,0	18,4	-0,5	+1,1*	5	1,0
42	20,7	18,7	22,6	20,7	-1,9*	0	-	1,1
43	22,4	20,5	24,8	22,6	-2,4*	-0,2	53	1,1
44	27,2	24,4	29,5	26,8	-2,3*	+0,4	-	1,35
Ø	7,05	5,8	7,02	7,00	-	-	-	-

1: Für Gehalte bis 5% wurden die Grenzen der zufälligen Fehler nicht berechnet, da für diese Werte keine Norm besteht.  
2: \* in den einzelnen Spalten bedeutet, daß diese Abweichung die zulässige übersteigt.

nach beiden Seiten der Gleichheitslinie ist. Beim Auftreten systematischer Fehler in den Bestimmungen bildet die Regressionslinie eine Gerade oder eine Kurve, die auf eine bestimmte Art neben der Gleichheitslinie liegt.

\*) Die Daten werden in aufsteigender Ordnung der Goldgehalte angeführt. (Anm. d. Red.: Die Originalfassung der Tabelle wurde in der Z. angew. Geol. 1955, S. 146 veröffentlicht.)

Wenn die Form der Regressionslinie die Möglichkeit gibt, einen analytischen Ausdruck dafür zu finden (z. B.  $y = ax + b$ ,  $y = ax^2 + b$  usw.), dann kann die Ausschaltung der systematischen Fehler analytisch durch Bildung empirischer Formeln erfolgen. Bei komplizierter Form der Regressionskurve erfolgt die Beseitigung des systematischen Fehlers unmittelbar an Hand der Regressionskurve.

Zur Veranschaulichung der vorgeschlagenen Methodik zur Berücksichtigung der systematischen Fehler analysieren wir die in der Arbeit von W. I. SMIRNOW (1950) in Tabelle 6<sup>3)</sup> (unsere Tabelle 1) angeführten Daten der ursprünglichen und der Kontrollbestimmungen der Goldgehalte.

Die Analyse der Daten dieser Tabelle mit Hilfe des Wahrscheinlichkeitskoeffizienten  $t$  führt zu dem Schluß, daß die ursprünglichen Bestimmungen im Vergleich zu den Kontrollbestimmungen um das  $1,21 \pm 0,597$ fache zu niedrig liegen. Zur Beseitigung des systematischen Fehlers müßten alle Ergebnisse der ursprünglichen Bestimmungen mit dem Korrekturkoeffizienten 1,21 multipliziert werden.

Nach der Korrektur der Reihe durch diesen Korrekturkoeffizienten werden die Durchschnittsgehalte für die ursprünglichen und die Kontrollreihen gleich, und der Wahrscheinlichkeitskoeffizient wird damit gleich Null. Daher sind hier anscheinend alle systematischen Fehler restlos ausgeschaltet. Jedoch an diesem Beispiel, das in voller Übereinstimmung mit der angewandten Methodik bearbeitet wurde, treten ihre wesentlichen Mängel hervor.

Die Betrachtung des Korrelationsdiagramms (Abb. 1) zeigt, daß der Korrekturkoeffizient den systematischen Fehler nicht restlos beseitigt. Bei geringen Goldgehalten sind die korrigierten Resultate der ursprünglichen Bestimmungen niedriger als die Kontrollbestimmungen, bei hohen Goldgehalten sind sie höher. Nach der Konstruktion des Korrelationsdiagramms (Abb. 2) und dem Zeichnen der Regressionskurve kann man feststellen, daß die ursprünglichen Bestimmungen (x) mit den Kontrollbestimmungen (y) durch die Beziehung

$$y = 1,06 x + 0,85$$

verbunden sind. Die Korrektur der Reihe der ursprünglichen Bestimmungen durch die Regressionsgleichung (Abb. 3) beseitigt die systematischen Fehler restlos und beläßt nur zufällige Fehler.

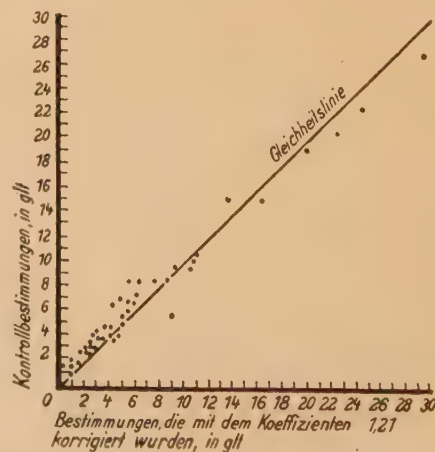


Abb. 1. Korrelationsdiagramm der Kontroll- und der mit dem Korrekturkoeffizienten 1,21 korrigierten Bestimmungen der Goldgehalte



Wie aus Tabelle 1 hervorgeht, beläßt die Korrektur der Reihe durch den Korrekturkoeffizienten einen Fehler, der 0,6 g/t Gold in 22 von 44 Proben übersteigt, dagegen bei Korrektur nach der Regressionsgleichung nur in 11 Proben von 44.

Nach der Korrektur der Reihe durch den Korrekturkoeffizienten bleibt in 14 von 22 Proben mit einem Goldgehalt über 5 g/t ein Fehler, der den zulässigen übersteigt, wobei für die Proben mit einem Goldgehalt über 10 g/t dieser Fehler bei 6 von 8 Proben bestehen bleibt. Bei der Korrektur der Reihe mit Hilfe der Regressionsgleichung bleiben mit einem unzulässig hohen Wert des relativen Fehlers mit einem Goldgehalt von über 5 g/t

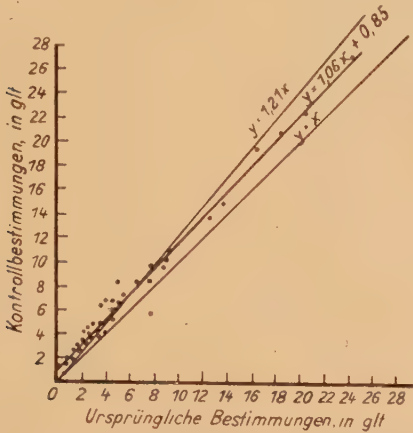


Abb. 2. Korrelationsdiagramm für die ursprünglichen und die Kontrollbestimmungen der Goldgehalte

nur 6 Proben, und von ihnen besitzt nur 1 einen Gehalt von 10 g/t. Der verbliebene, durch den Korrekturkoeffizienten nicht entfernte systematische Fehler kann das Ergebnis der Vorratsberechnung ernsthaft entstellen, da sich seine größten Werte auf die Proben mit dem höchsten Goldgehalt beziehen.

Betrachten wir z. B., wie wichtig das Verfahren zur Berücksichtigung systematischer Fehler bei der Vorratsberechnung ist. Dazu benutzen wir die Daten der Tabelle 17 aus der Arbeit von W. I. SMIRNOW (unsere Tabelle 2), und nehmen an, daß die ursprünglichen Bestimmungen durch den systematischen Fehler nach dem Gesetz  $y = 1,06x + 0,8$  entstellt werden.

Auf diese Weise ergeben sich bei der Berechnung unter Verwendung des Korrekturkoeffizienten um 20% zu niedrige Goldvorräte.

Die Anwendung der graphisch-analytischen Methode ermittelt die systematischen Fehler bedeutend voll-

Tabelle 2

Erzklasse	Erz-vor-räte in 1000t	Metall-vor-räte t	Durch-schnitt-licher Metall-gehalt g/t	Korrek-tur-koeff.	Korrigierter durchschnittl. Metallgehalt		Korrigierte Metall-vorräte	
					Nach dem Korrektur-koeff.	Nach der Regres-sions-gleichung	Nach dem Korrektur-koeff.	Nach der Regres-sions-gleichung
Reiches Erz	120	1,44	12	1,2	1,44	1,28	1,73	1,54
Durchschnittl. Erz	450	3,15	7	0,95	6,65	8,3	2,99	3,73
Armes Erz	340	1,53	4,5	0,8	3,6	5,6	1,22	1,90
Insgesamt	910	6,12	—	—	—	—	5,94	7,17

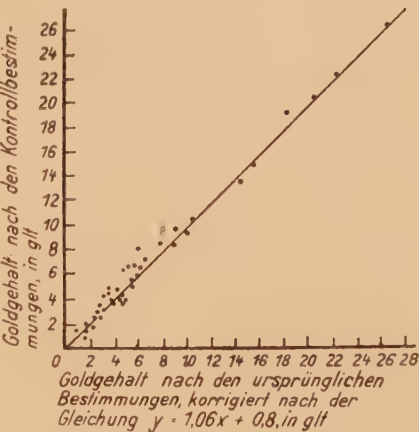


Abb. 3. Korrelationsdiagramm für die Kontrollbestimmungen und die nach der Regressionsgleichung  $y = 1,06 + 0,85$  korrigierten Bestimmungen des Goldgehalts

ständiger und gibt die Möglichkeit für ihre Ausschaltung, so daß nur zufällige Fehler übrigbleiben.

Literatur

1. ALTUNIN, M. P.: Praktisches Lehrbuch der allgemeinen und landwirtschaftlichen Statistik — Selchosgis, 1957.  
2. ROMANOWSKIJ, W. I.: Die Anwendung der mathematischen Statistik bei Versuchen — Gostechisdat, 1957.  
3. SEMENDJAJEW, K. A.: Empirische Formeln — GTTI, 1933.  
4. SMIRNOW, W. I.: Vorratsberechnung mineralischer Rohstoffe — Gosgeolizdat, 1950.  
5. JAKOWLEW, K. P.: Die mathematische Bearbeitung von Meßergebnissen — MITTL, 1950.

Einfuhr von Erzen, NE- und Edelmetallen in die Bundesrepublik

Die Einfuhr von Erzen, Nichteisen- und Edelmetallen in die Bundesrepublik ist nach wie vor sehr stark. Die nachfolgende Tabelle zeigt die wichtigsten Einfuhrposten:

	1954	1955	1956 geschätzt
A) NE-Metalle (in t)			
1. Erze:			
Kupfererze . . . . .	161 386	158 551	160 000
Bleierze . . . . .	81 907	73 621	70 000
Zinkerze . . . . .	54 630	103 672	115 000
Bauxit . . . . .	104 1090	1 129 462	1 250 000
2. Rohmetalle:			
Raffiniertes Kupfer . . . . .	119 050	142 212	140 000
Blei . . . . .	56 116	80 841	60 000
Zink . . . . .	50 800	63 352	60 000
Aluminium . . . . .	17 390	39 881	35 000
3. Schrotte:			
Kupfer- u. Kupferlegierungsschrotte . . . . .	94 569	93 235	60 000
Al- u. Al-Legierungsschrotte . . . . .	33 773	36 877	24 000
B) Edelmetalle (in kg)			
Gold . . . . .	28 528	29 528	31 000
Wert in 1000 DM . . . . .	125 888	118 960	120 000
Silber . . . . .	764 761	761 488	774 000
Wert in 1000 DM . . . . .	54 443	91 860	96 000
Platin . . . . .	618	1 200	900
Wert in 1000 DM . . . . .	6 407	20 516	12 000
Platinbeimetalle . . . . .	1 205	1 800	1 100
Wert in 1000 DM . . . . .	3 689	6 908	4 500



# Instruktion zur Anwendung der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ auf Steinkohlenlagerstätten der DDR

## Erste Steinkohlen-Instruktion

Vom 12. Februar 1957

### Inhalt

1. Allgemeines
2. Der Rohstoff Kohle
3. Die Ansprüche der Wirtschaft an den Rohstoff Kohle
4. Die Forderungen des Bergbaus an Steinkohlenlagerstättenvorräte
5. Die Eingruppierung der Lagerstätten
6. Die Forderungen an die Methodik der geologischen Erkundung
7. Die Einstufung der Vorräte in die Vorratsklassen
8. Anhang

### 1. Allgemeines

- 1.1 Unter der Sammelbezeichnung Kohlen werden brennbare Gesteine zusammengefaßt, die sich aus pflanzlicher Substanz unter Abschluß von Luft im Laufe der Erdgeschichte gebildet haben.
- 1.2 Zu den brennbaren Gesteinen (Brennsteine oder Kaustobiolithe) zählen Torfe<sup>1)</sup>, Braunkohlen, Steinkohlen, Anthrazite, Sapropelite und Brandschiefer (einschließlich Sapropel- und Ölschiefer). Die Genese der Kohlen, ihr Inkohlungsgrad und ihre petrographische Zusammensetzung bestimmen ihre chemisch-technologischen Eigenschaften und die Art und Weise ihrer Verwendung.

- 1.21 *Steinkohlen* besitzen eine schwarze Farbe, sind meist „streifig“ ausgebildet, enthalten im *bergfeuchten* Zustand<sup>2)</sup> gewöhnlich bis 7% Wasser<sup>3)</sup> und besitzen im allgemeinen Heizwerte<sup>4)</sup> zwischen 6000 und 8800 Kcal/kg.

(*Anthrazit* ist durch metallischen Glanz, grauschwarze Farbe, verhältnismäßig große Gleichartigkeit und muscheligen Bruch gekennzeichnet. Heizwerte und spez. Gewicht liegen meist bei den Spitzenwerten für Steinkohlen.)

- 1.22 *Sapropelite* sind im Gegensatz zu den vorher beschriebenen Humuskohlen „Faulschlammkohlen“ (Kennel-, Bogheadkohlen u. a.); sie sind gewöhnlich schwarz, mit grauen bis rötlichen Tönungen, matt glänzend, mit muscheligen Bruch. Sie zeichnen sich durch hohe Gehalte an flüchtigen Bestandteilen aus.

- 1.23 Als *Brandschiefer* wird eine innige Verwachsung von Ton und Kohle bezeichnet<sup>5)</sup>, wobei der Tongehalt die für Kohlen festgelegte Verunreinigungsgrenze (Aschengehalt) überschreitet. Diese Grenze wird in der DDR mit 30% Aschengehalt festgelegt (s. 2.3). (Farbe — grau bis schwarz.)

- 1.24 *Stark verunreinigte Kohlen* sind durch feinverteilte Mineraleinlagerungen (Quarz, Schwefelkies, Eisenspat u. a.) über die für Kohlen festgelegte Verunreinigungsgrenze hinaus belastete Kohlen.

- 1.3 Steinkohlen sind überwiegend *streifenartig* ausgebildet.

- 1.31 Mikroskopisch werden folgende Kohlenstreifenarten unterschieden: Vitrit, Clarit, Durit und Fusit.

- 1.32 Die Streifenarten, die als Analogien der Gesteine angesehen werden können, bestehen aus Gefügebestandteilen, die mit den Mineralen der Gesteine vergleichbar sind.

- 1.33 Die Gefügebestandteile lassen sich in zwei Gruppen einteilen:

1. Vitrit, Mikrit, Fusinit, Semifusinit und Sklerotinit — die die Grundmasse bilden und
2. Exinit (Sporomorphen, Kutikulen und Algen) und Resinit (Wachse und Harze), die in wechselnder Häufigkeit Einlagerungen in der Grundmasse bilden.

<sup>1)</sup> Torf wird häufig nicht zu den brennbaren Gesteinen gerechnet, sondern nur als organisches Ausgangsmaterial für brennbare Gesteine betrachtet.

<sup>2)</sup> In dieser Instruktion werden in Klammern die Abkürzungen für die Bezugsbasis in der üblichen Form gegeben. Es bedeuten:

wf bezogen auf die wasserfreie Substanz

af „ „ „ aschefreie Substanz

waf „ „ „ asche- und wasserfreie Substanz

<sup>3)</sup> Der Wassergehalt wird in Gewichtsprozenten des wasserhaltigen Brennstoffes angegeben (DIN 51718).

<sup>4)</sup> Unter *Heizwert* wird hier entsprechend DIN 51708 stets der untere Heizwert (Hu) verstanden im Unterschied zur *Verbrennungswärme* (oberer Heizwert) Ho. Sie wird auf die lufttrockene Substanz (lfr.) bezogen.

<sup>5)</sup> In Anlehnung an DIN 21941.

Außerdem werden akzessorisch auftretende Gefügebestandteile beobachtet.

- 1.34 Die Kohlenstreifenarten unterscheiden sich sowohl in der Grundmasse wie auch in den in ihr auftretenden Einlagerungen voneinander.

*Vitrit* ist die bei weitem häufigste Streifenart und hat die gleiche Grundmasse (Vitritinit) wie

*Clarit*, jedoch z. T. andere Einlagerungen (zusätzlich Exinit).

*Durit* hat eine eigenartige, von allen anderen Streifenarten abweichende Grundmasse (Mikritinit, Semifusinit, Sklerotinit); die Einlagerungen stimmen jedoch mit denen des Clarits überein.

*Fusit* besitzt eine Grundmasse aus Fusinit und Semifusinit. Einlagerungen und Akzessorien fehlen bei dieser Streifenart.

- 1.4 Die Streifenarten bilden untereinander und mit anderen Mineralen die verschiedenen Kohlenarten<sup>6)</sup>. Es werden unterschieden<sup>7)</sup>:

Bezeichnung	Aussehen und Bestandteile
Glanzkohle (GK)	pechglänzend, muschelig bis splitterig brechend; besteht aus Vitrit und exinitarmem Clarit;
Mattkohle (MK)	stumpf, matt oder fettglänzend grau, fester als Glanzkohle, uneben oder muscheligen, meist in größere Stücke brechend; besteht aus Durit oder bitumenreichem Clarit;
Faserkohle (Fk)	seidig grau bis schwarz, leicht zerreiblich und abfärbend; besteht aus Fusit (Semifusinit und Fusit); bei mineralisiertem Fusit (dem Hartfusit STUTZER s) ist Faserkohle jedoch hart und wenig oder nicht abfärbend;
Streifenkohle (Strk)	feinstreifige Wechsellagerungen von Glanzkohle- und Mattkohlestreifen (Streifenmächtigkeit unter 1 cm);
Glanzstreifenkohle (Gsk)	eine Streifenkohlenart, in der Glanzkohle überwiegt;
Mattstreifenkohle (Msk)	eine Streifenkohlenart, in der Mattkohle überwiegt.

- 1.5 Außerdem wird *feinstreifige Wechsellagerung* von reiner Kohle und reinen Bergen angetroffen, deren einzelne Streifen Mächtigkeiten von unter 1 cm besitzen.

### 2. Der Rohstoff Kohle

- 2.1 Steinkohlen bestehen aus organischen Stoffen und verschiedenen mineralischen Beimengungen.

Mineralische Beimengungen zum organischen Material können sein: Ton, Quarz, Schwefelkies, Kalkspat, Eisenspat u. a.

Sie bilden den Hauptbestandteil der Asche, d. i. des bei einer Temperatur von  $-775^{\circ}\text{C} \pm 25^{\circ}$  erhaltenen Verbrennungsrückstandes. In Abhängigkeit vom mengenmäßigen Verhältnis der beiden Hauptbestandteile des Gesteins unterscheidet man in der DDR:

- a) Kohle (einschließlich unreiner Kohle),
- b) stark verunreinigte Kohle + Brandschiefer.

In den Bergen ist der organische Anteil so gering, daß sie selbst aus der zweiten Gruppe ausgeschieden werden müssen.

- 2.2 Es wird der freie und gebundene Aschenanteil unterschieden. Der freie Aschenanteil (Fremdasche), durch Wasser und Wind bei der Ablagerung zugeführt, z. T. später infiltriert, ist während oder nach der Sedimentation als Fremdkörper in das Kohलगestein eingedrungen. Der gebundene Aschenanteil (Pflanzenasche) hat seinen Ursprung im pflanzlichen

<sup>6)</sup> Begrifflich und sprachlich ist es logisch, die aus Streifenarten gebildeten Kohlen als *Kohlenarten* zu bezeichnen. In DIN 21900 (3.08) ist diese Bezeichnung für die stoffliche Gliederung der Steinkohlen verwendet worden. LEHMANN (S. 21) nennt letztere *Kohlenarten*. In der internationalen Klassifikation tragen sie die Bezeichnung *Kohlenklassen*. In vorliegender Instruktion werden Kohlen nach ihren Streifenarten in *Kohlenarten*, nach der Menge der flüchtigen Bestandteile — in *Kohlenarten* und nach den Korngrößen in *Kohlenklassen* eingeteilt.

<sup>7)</sup> In Anlehnung an DIN 21941.



Ausgangsprodukt: er beträgt im allgemeinen 0,2 bis 0,3%. Fremd- und Pflanzenasche zusammen bilden als Asche<sup>8)</sup> ein wichtiges Kennzeichen für Kohलगesteine.

- 2.3 Der Aschengehalt (stets auf wasserfreien Rohstoff bezogen — w!) wird in der Praxis zur Festlegung jener Grenzen herangezogen, die Kohlen von stark verunreinigter Kohle, Brandschiefer und Bergen trennen.

Bezeichnung	Aschengehalt	Bemerkungen
Steinkohle (davon unreine Kohle)	bis zu 30% (20–30%)	In dieser Instruktion wird (s. 1.23 u. 1.24) Brandschiefer als innige
Kohle mit starker Verunreinigung	30–65%	Verwachsung der Kohle mit feinem syngenetischem Ton
Brandschiefer	30–65%	verstanden, d. h. als echtes
C-Berge	65–80%	Verwachsenes im Unterschied
Berge	mehr als 80%	zur stark verunreinigten Kohle, in der mineralische Beimengungen anderer Art und meist epigenetischen Ursprungs enthalten sind

„Edelkohle“ darf im allgemeinen bis 1,5%, „Reinstkohle“ nur bis 0,5% Asche<sup>9)</sup> enthalten.

Die Grenze<sup>10)</sup> zwischen Kohle einerseits und Brandschiefer sowie stark verunreinigter Kohle andererseits (30% Asche) ist in hohem Maße willkürlich vorwiegend technisch bedingt. Die Unterscheidung zwischen Brandschiefer und stark verunreinigter Kohle geht ebenfalls auf praktische, vorwiegend aufbereitungs- und feuerungstechnische Erwägungen zurück. (Syngenetische Beimengungen lassen sich aufbereitungstechnisch mit geringem Erfolge entfernen.) Mit steigendem Aschengehalt sinkt der Heizwert der Kohlen, wird die Produktion verteuert<sup>11)</sup>.

- 2.4 Das Gewicht der Asche ist meist etwas (bis zu 10%) geringer als das Gewicht der im Brennstoff enthaltenen mineralischen Beimengungen. Das ist darauf zurückzuführen, daß gewisse Minerale im Verbrennungsprozeß Gase bilden ( $\text{SO}_2$  und  $\text{CO}_2$ ), welche entweichen; gewisse hydratisierte Alumosilikate der tonigen Beimengung geben ihrerseits bei hohen Temperaturen Wasser ab, ebenso wie auch Gips seine beiden Moleküle Wasser verliert. (Andererseits kann bei der Verbrennung z. B. durch die Oxydation der Sulfide u. a. das Gewicht der ursprünglichen „Asche“ erhöht werden.)

- 2.5 Die Aschenzusammensetzung hat für die Verwendung des Brennstoffes große Bedeutung. Sie bestimmt z. B. das Schmelzverhalten der Asche. (Leicht schmelzende Aschen erschweren in der Praxis die Verbrennung auf Rosten.) Starkes Vorherrschen von Tonmineralen und Quarz bedingt stets einen hohen Aschenschmelzpunkt. Bei der Verhüttung bestimmt die Aschenzusammensetzung, die praktisch mit dem Ascheninhalt des Kokes übereinstimmt, Menge und Art der Zuschläge, welche für die Entschlackung notwendig sind.

- 2.6 Kohलगesteine enthalten wie alle Gesteine natürliche Feuchtigkeit (Bergfeuchtigkeit). Sie ist für die anstehenden Kohlen in verschiedenen Lagerstätten teilen unterschiedlich. Es wird unterschieden zwischen:

- 2.61 der *Bergfeuchtigkeit* (natürlicher Wassergehalt), die sich im Laufe der weiteren Verarbeitung des Rohstoffes verändert, und

- 2.62 der *groben Feuchtigkeit*; sie ist jener Anteil der Bergfeuchtigkeit, der beim Lagern des Rohstoffes an der Luft bei einer Temperatur von  $+30^\circ\text{C}$  und 97% relativer Luftfeuchtigkeit verdunstet.

<sup>8)</sup> Es ist zwar sprachlich falsch zu sagen: die Kohle enthält soundsoviel Asche, weil sich die Asche erst nach der Verbrennung bildet. Da sich diese Bezeichnung jedoch in der Praxis eingebürgert hat, wird sie aus sprachlicher Bequemlichkeit auch hier beibehalten.

<sup>9)</sup> In einzelnen westdeutschen Arbeiten wird auch von „höchstens 3–4%“ Asche in Edelkohlen gesprochen. Es handelt sich hier um Sondervereinbarungen, die vom jeweiligen Verwendungszweck abhängig sind.

<sup>10)</sup> Generell liegt diese Grenze höher bei größerer Bitumenführung und geringerem Inkohlungsgrad (z. B. bei Braunkohlen und Sapropeliten).

<sup>11)</sup> Bei der Verhüttung kann z. B. eine durch Erhöhung des Aschengehaltes um 1% der Durchschnittskoksverbrauch um 2–2½% erhöht und die Produktivität des Hochofens ungefähr um 2% gesenkt werden.

- 2.63 *Lufttrocken* heißt ein Rohstoff mit der bei 2.62 verbliebenen Bergfeuchtigkeit.

- 2.64 *Hygroskopische Feuchtigkeit* ist die Feuchtigkeit des lufttrockenen Rohstoffes, die bei seiner Erwärmung auf  $106^\circ\text{C} \pm 2^\circ$  zusätzlich entweicht.

- 2.65 Der Gesamtwassergehalt ist die Feuchtigkeitsmenge, die zusammen mit dem Brennstoff dem Verbraucher übergeben wird.

- 2.66 Wenn der Rohstoff beim Trocknen keine weiteren Gewichtsverluste anzeigt, spricht man von absolut trockener Kohle<sup>12)</sup>.

- 2.7 Asche (feucht) und Wassergehalt machen zusammen den Ballast des Rohstoffes aus. Der nach Abzug des Ballastes verbliebene Anteil des Rohstoffes heißt wasser- und aschefreie Kohle<sup>13)</sup> (Reinkohle).

- 2.8 Ein wichtiges Kennzeichen der Kohlen sind ihre flüchtigen Bestandteile. „Man versteht unter flüchtigen Bestandteilen die bei der Verkokungstemperatur gas- und dampfförmig entweichenden, thermisch veränderten Zersetzungsprodukte der organischen Substanz des Brennstoffes. Die Analysenfeuchtigkeit<sup>14)</sup> und — bei merklichem Gehalt an Karbonaten — der Gehalt an Karbonat-Kohlendioxid sind abzuziehen. Der erhaltene Wert ist auf wasser- und aschefreie Substanz umzurechnen“ (GRUSON)<sup>15)</sup>.

Die Menge der flüchtigen Bestandteile hängt in hohem Maße von den Bedingungen ab, unter welchen der Brennstoff der Einwirkung hoher Temperaturen ausgesetzt wird. Zur Erlangung vergleichbarer Resultate ist daher das Bestimmungsverfahren festzulegen und nur Resultate gleicher Verfahren miteinander zu vergleichen.

In der DDR ist die Bestimmung der flüchtigen Bestandteile im Quarztiegel durch Verkoken von  $1 \pm 0,005$  lufttrockener Kohle bei  $875 \pm 10^\circ\text{C}$  unter den in DIN 51720 festgelegten Bedingungen üblich. Bei der Bestimmung sind die westdeutschen Laboratoriumsvorschriften LV 20/12, 20/12/01, 20/12/02 zu beachten.

- 2.9 Die Einteilung der Steinkohlen erfolgt nach der Menge der flüchtigen Bestandteile in folgende Kohलगorten<sup>16)</sup>:

Handelsübliche Bezeichnung	Flüchtige Bestandteile in % nach DIN 21900	Bemerkungen
Anthrazitkohlen*)	von etwa 5–10	Die Internationale Klassifikation (als Vornorm DIN 23003 veröffentlicht) kennt bisher noch 12 Klassen, die sich jedoch nicht eingebürgert haben und daher in dieser vorläufigen Instruktion nicht berücksichtigt werden
Magerkohlen	10–12	
Esskohlen	12–19	
Fettkohlen	19–28	
Gaskohlen	28–35	
Gasflammkohlen	35–40	
Flammkohlen	40 u. mehr	

Sapropelite ergeben bis 94% flüchtige Bestandteile.

<sup>\*)</sup> Meta-Anthrazit mit bis zu 3% flüchtigen Bestandteilen ist als Brennstoff nicht verwendbar.

### 3. Die Ansprüche der Wirtschaft an den Rohstoff Kohle

- 3.1 Inkohlungsgrad und petrographischer Aufbau bestimmen die chemischen und technologischen Eigenschaften der Kohlen und damit die Richtung, in der sie von der Industrie und Wirtschaft genutzt werden. Außerdem werden — unabhängig vom Verwendungszweck — von den Verbrauchern bestimmte Wünsche an die Stück-(Korn)-Größen der Kohlen gestellt.

- 3.2 Kohlen werden in der DDR in verschiedenen Korn-

<sup>12)</sup> Die praktische Laborarbeit mit absolut trockenem Rohstoff ist un bequem, da der Rohstoff beim Einwiegen wieder Feuchtigkeit aus der Luft annimmt.

<sup>13)</sup> Dieser Anteil wird auch als organische Brennstoffsubstanz bezeichnet.

<sup>14)</sup> „Analysenfeuchtigkeit ist die hygroskopische Feuchtigkeit, die eine nach DIN 51701 vorbereitete lufttrockene Analysenprobe in Abhängigkeit von den Aufbewahrungsbedingungen zum jeweiligen Zeitpunkt der übrigen analytischen Untersuchungen besitzt.“ (Aus DIN 51718)

<sup>15)</sup> Streng genommen darf somit nicht von einem Gehalt an flüchtigen Bestandteilen, sondern nur von ihrer Ausscheidung gesprochen werden.

<sup>16)</sup> s. Anmerkung 5.



größen gehandelt. Dazu erfolgt ihre Klassierung (nach DIN 230/1) in folgende Klassen<sup>17)</sup>:

Bezeichnung der Kohlenklasse	Korngrößen
Stückkohle	über 80 mm
Nußkohle I	80–50 mm
„ II	50–30 mm
„ III	30–18 mm
„ IV	18–10 (8) mm
Feinkohle	unter 10 (8) mm

Außerdem fallen im Aufbereitungsprozeß folgende Kohlenklassen an:

Spitzenkohle  
Mittelprodukt  
Maschinenfilterkohle  
Staub

Ihre Korngrößen liegen unter 40 mm. Infolge ihres hohen Aschengehaltes werden sie hauptsächlich im eigenen Verbrauch der Steinkohlenwerke für Energieerzeugung verwendet.

3.3 In Abhängigkeit von ihrer Verwendung stellt der Verbraucher an Kohlen unterschiedliche Qualitätsansprüche. Zur Erfüllung dieser Ansprüche ist das Zusammentreffen verschiedener eng umrissener Voraussetzungen notwendig; in einzelnen Fällen sind diese Grenzen weiter gespannt und weniger vielseitig.

### 3.31 Energetische Kohlen

Weit mehr als die Hälfte der Steinkohlenförderung wird trotz des geringen Wirkungsgrades in thermisch unveredeltem Zustande verfeuert. Energetische Kohlen werden in erster Linie nach Heizwert, Aschen- und Feuchtigkeitsgehalt gewertet. Flüchtige Bestandteile und das Backvermögen der Kohlen ergänzen ihre Charakteristik. Wichtig ist außerdem noch der Schwefelgehalt.

3.311 Aschen- und Wassergehalt beeinflussen wesentlich den Heizwert. Zwecks Erreichung eines optimalen und konstanten Heizwertes werden für eine gegebene Kohlenart vom Verbraucher die Maximalwerte dieser Ballastgehalte festgelegt. Durch entsprechende konstruktive Entwicklungen können bedeutende Aschengehalte überwunden werden. „Die unterste Grenze liegt bei 21% Brennbarem“ (GRUSON, 1956).

3.312 Leicht backende Kohlen ebenso wie Kohlen mit einem tiefliegenden Erweichungs- bzw. Schmelzpunkt der Asche verlangen Rostsonderkonstruktionen.

3.313 Langflämmige Kohlen mit einem hohen Gehalt an flüchtigen Bestandteilen sind für große Feuerräume geeignet; sie sind weniger ausgenutzt in kleinen Feueranlagen und im Hausbrand, da hier große Abgasverluste auftreten.

3.314 Der Schwefelgehalt ist unerwünscht, nicht nur weil er während der Verbrennung die Metallteile der Feuerungsanlage angreift, sondern vor allem, weil er in den Abgasen die Atmosphäre verseucht.

3.315 Aus diesen Beziehungen ergeben sich folgende in der DDR gültige Qualitätsansprüche an energetische Kohlen:

	Bestehende Gütevorschrift <sup>18)</sup>		Vorgeschlagene Gütevorschriften <sup>19)</sup>	
	Wasser %	Asche %	Wasser <sup>20)</sup> %	Asche %
Nußkohle I	6–15	7,5–12,4	7–9	6–18
„ II	6,2–16	8–25	7–9	6–18
„ III	7–16	8,5–24,5	8–11	6–18
„ IV	7,5–18	8,2–22,5	8–11	6–18
Feinkohle	6,3–21	7,5–23	11–15	6–25

Die flüchtigen Bestandteile (waf) machen in den verschiedenen Revieren 34–40, 30–36 und 35–42% aus. Die Verbrennungswärme wird mit 7800 Kcal/kg bestimmt, der Gesamtschwefelgehalt mit 2,5–3,5, 1,0–3,0 und 0,5–2,5% unterschiedlich für die verschiedenen Reviere<sup>19)</sup>.

<sup>17)</sup> s. Anmerkung 6.

<sup>18)</sup> Nach TgL 211:1, in der unterschiedliche Forderungen innerhalb der angegebenen Grenzen für die einzelnen Werke festgelegt sind.

<sup>19)</sup> Nach dem Entwurf TGL 5179 vom Dezember 1956.

3.32  
3.321

### Kokskohlen

Kokskohlen im eigentlichen Sinne sind die Fettkohlen.

Gegenwärtig werden Fettkohlen jedoch gewöhnlich nur unter Zumischung anderer Kohlensorten verkocht. Dadurch wird erreicht, daß während der Verkokung das Blähen und Treiben der einen Sorten durch das Schwinden der anderen technologisch geregelt und ausgeglichen wird. Der wirtschaftliche Vorteil einer solchen Mischung besteht in

- a) der Qualitätsverbesserung und -regelung des Kokses,
- b) der günstigen Beeinflussung der Ofengase,
- c) dem sparsameren Verbrauch an Koks-, d. h. Fettkohlen.

Die eigentliche Kokskohle, d. h. Fettkohle mit 19–28% flüchtigen Bestandteilen (waf), wird gewöhnlich in Korngrößen von 10–0 mm oder 6–0 mm, naß oder trocken aufbereitet und bei einem mittleren Wassergehalt von 10% verkocht. Die Korngrößen der Kokskohlenkomponenten erweisen ihren Einfluß auf das Verhalten während der Verkokung und die Koksbeschaffenheit.

3.322

Der Träger jener wertvollen Eigenschaft der Kohlen, die kurz als Koksbildungsvermögen bezeichnet wird, ist noch nicht einwandfrei festgestellt. Da Vitrit und Clarit im Bereich der Fettkohlen selbständig verkokbar sind und häufig 60–70% der Kokskohlen bilden, ist man geneigt, in ihnen den Träger des Koksbildungsvermögens zu sehen.

Das Koksbildungsvermögen wird labormäßig dargestellt durch das Backvermögen (Backzahl), die Verkokung bei hoher Verkokungsgeschwindigkeit, und das Kokungsvermögen (Kokungsgrad), die Verkokung bei niedriger Geschwindigkeit.

Steinkohle ohne Backvermögen erweicht nicht beim Erhitzen und hinterläßt einen pulverigen Verkokungsrückstand.

Steinkohle mit Backvermögen erweicht beim Erhitzen, erhält ein gewisses Bindevermögen, wird teigig und durch die abgespaltenen flüchtigen Bestandteile mehr oder weniger aufgebläht. Mit fortschreitender Entgasung backt die plastisch gewordene Masse zu einem Tiegelkoks bestimmter Form zusammen.

Das Profil des Tiegelkoks ist für den Blähgrad (Swelling-Index) der Kohle kennzeichnend, aus dem sich ihre Eignung für die Verkokung beurteilen läßt. Die Bestimmung des Blähgrades (Swelling-Index) erfolgt nach DIN 51741 und den LV 20/33/01<sup>21)</sup>.

Unter Kokungsvermögen der Steinkohlen versteht man ihre Fähigkeit, beim Erhitzen ihr Volumen und ihre Form zu verändern. Das Maß des Kokungsvermögens ist der Kokungsgrad.

Ein Probekörper aus Steinkohle ohne Kokungsvermögen ändert weder Volumen noch Form, da das Gefüge fest bleibt und die flüchtigen Bestandteile unbehindert entweichen können. Ein Probekörper aus Steinkohle mit Kokungsvermögen sintert, erweicht und sinkt zusammen (Kontraktion). Bei weiterer Erhitzung nimmt das Volumen zu (Dilatation), die Kontraktion kann ausgeglichen und übertroffen werden.

Das Kokungsvermögen wird nach dem Dilatometerverfahren bestimmt. Gemessen wird die maximale Kontraktion und die maximale Ausdehnung, d. h. Dilatation, bezogen auf die Nulllinie (Anfangswert), unter Beachtung der Temperaturen für den Beginn des Erweichens, der Maxima der Kontraktion und Dilatation.

Die Bestimmung erfolgt nach DIN 51739 und LV 20/32/01.

3.323

In der DDR sind folgende Handelsbezeichnungen für Koks gebräuchlich: Zechenkoks, Hochofenkoks (metallurgischer) und Industrie-(Heiz)koks.

Zechenkoks ist die Sammelbezeichnung für alle von den Kokereien gelieferten Kokssorten. Er gliedert sich in:

<sup>20)</sup> Für Steinkohlen aus dem Revier Oelsnitz (außer Rudolf-Breitscheid-Schacht) liegen die Wassergehalte um 7% höher.

<sup>21)</sup> International zugelassen ist auch die Bestimmung der Backfähigkeit der Kohle nach dem Rogatest (Rogazahl) gemäß der polnischen Norm PN/C 04 332. In der DDR hat sich auch die Damm-Methode bewährt.



## Erste Steinkohlen-Instruktion der ZVK

*Hochföfenkoks* (metallurgischer Koks), der für die Verhüttung verwendet und in zwei Güteklassen zugelassen wird.

Anforderungen	I	II
Trommelfestigkeit		
Maximum 40	70%	60–70%
Maximum 10	8%	10%
Größe (Minimum)*)	40 mm	40 mm
Unterkorn (Maximum)	10%	10%
Koksgrus I (Staub I) Max.	3%	3%
Wassergehalt (Maximum)	6%	6%
Aschengehalt (auf trockene Substanz, Maximum)	10,5%	11%
Schwefelgehalt (auf trockene Substanz) Maximum	1%	1%

\*) in Westdeutschland meist über 80 mm

*Gießereikoks* gehört hinsichtlich seiner Güteeigenschaften zum metallurgischen Koks. Die Trommelfestigkeit liegt in beiden Güteklassen (I – 80%; II – 74%), ebenso wie auch der Aschengehalt (I – 11%; II – 12%) etwas höher. Der Schwefel darf für II 1,1% ausmachen. Gewöhnlich wird dieser Koks in großen Körnungen (über 80 mm) gefordert. *Industriekoks* (oder Heizkoks) darf maximal 5% (bei Stückkoks) und 10–15% Wasser für die verschiedenen Korngrößen enthalten; der Aschengehalt (auf die Trockensubstanz bezogen) darf entsprechend 13% und 13–17% für die feineren Körnungen nicht überschreiten.

An *Karbidkoks* werden folgende Anforderungen gestellt:

Körnung	20–40 mm
Koksgrus I (Staub I) maximal	3%
Wassergehalt maximal	13% <sup>22)</sup>
Aschengehalt (bezogen auf tr. Substanz) maximal	12,5 %
Phosphor (bez. auf tr. Subst.) maximal	0,05%
Schwefel (bez. auf tr. Subst.) maximal	1,1 %

Die Trommelfestigkeit des *Gaskokses* ist geringer, obwohl einzelne Gaswerke einen auch für metallurgische Zwecke brauchbaren Koks liefern.

Unter *Kleinkoks* versteht man die Klassen Brech III (20–40 mm), Brech IV (10–20 mm) und Brech V (5–10 mm).

- 3.324 Auf Grund der Anforderungen an den Koks (ausreichend abriebfest, stückig, gut geschmolzen, porös, Begrenzung der Aschen-, Schwefel- und Phosphorgehalte) müssen entsprechende Anforderungen an die zur Verkokung gelangende Kohle gestellt werden.

Da bei der Verkokung 60–70% des Gesamtschwefelgehaltes der Kohle im Koks verbleiben, ergibt sich ein Maximalschwefelgehalt<sup>23)</sup> von 2–3%.

(Schwefel geht bei der Verhüttung in das Roheisen über. Zur Verminderung des Schwefelgehaltes im Metall sind verteuerte Zuschläge notwendig; außerdem muß der Verhüttungsprozeß bei höheren Temperaturen geführt werden, wodurch die Produktivität des Hochofens gesenkt und der Koksverbrauch erhöht wird. 1% Schwefel erhöht den Koksverbrauch um 18–24%; 0,1% Schwefel senkt die Produktivität des Hochofens bis zu 3%.)

Der Aschengehalt der Kohle geht ganz in den Koks über. 7–12% Aschengehalt der Kohle ergeben etwa 10–15% Asche im Koks.

Der Wassergehalt der Kohle ist bei der Verkokung nur dann von Bedeutung, wenn er 8% übersteigt, da sich hierdurch der Unterfeuerungsbedarf erhöht.

- 3.325 Vom Koks wird im allgemeinen eine hohe Mindesttrommelfestigkeit erwartet. Doch diese Ansprüche hängen weitgehend von den Ausmaßen der Hochöfen und der Verwendung des Kokses ab.

- 3.326 In der DDR gelten folgende Stückigkeitsvorschriften für Koks:

Bezeichnung	Korngröße
Stück-Koks	80 mm
Brech I	60–80 "
" II	40–60 "
" III	20–40 "
" IV	10–20 "
Grus	unter 10 "

- 3.331 *Hydrierkohle*<sup>24)</sup> soll möglichst unter 3 und höchstens 4% Asche besitzen. Notwendig ist außerdem ein hoher Wasserstoffgehalt. Fälschlich ist für die Hydrierung ungeeignet, exinitreicher Durit zuweilen. Vorteilhaft sind die wasserstoffreichen Clarite und Durite.

- 3.332 Das Hydrierverfahren der Kohlen besteht in der Anlagerung von Wasserstoff an Kohlenstoff und damit der Umwandlung der Kohle in Öl. Bei den bekannten technischen Verfahren – Druckhydrierung und Normal-Drucksynthese – können Steinkohlen, Braunkohlen und Koks verwendet werden.

- 3.341 Die *Verschmelzung* von Kohlen – einsatzfähig sind Steinkohlen, Braunkohlen, Sapropelite und Ölschiefer<sup>25)</sup> – hat das Ziel, Teer, Benzin, Gas und z. T. Schwelkoks (Halbkoks) zu erzeugen. (Schwelkoks verbrennt leicht mit rauchloser Flamme.)

- 3.342 Bei der Verschmelzung von Steinkohlen ist ein Gehalt an flüchtigen Bestandteilen von über 30% (waf) erwünscht. Niedrige Aschen- und Schwefelgehalte werden bevorzugt. Zunehmender Wassergehalt erhöht den Wärmeverbrauch.

- 3.551 Als *Generatorkohlen*, für die Vergasung, sind Kohlen (auch Braunkohlen) beliebiger Beschaffenheit brauchbar. Doch am geeignetsten sind nicht backende, möglichst stückige und während des thermischen Prozesses standfeste Kohlensorten.

- 3.352 Ausgewählt werden Generatorsteinkohlen nach ihrem Verwendungszweck. Für die keramische und metallurgische Industrie, in deren Öfen das Gas eine lange, leuchtende, weiche Flamme geben soll, werden vorzugsweise Gasflam- bis Flammkohlen eingesetzt. Vergast werden vor allem Nußkohlen.

- 3.353 Durch besondere Generatorkonstruktionen wird die Vergasung hochaschenreicher Kohlen angestrebt. Die unterste Grenze der Verwendbarkeit liegt gegenwärtig bei 15% Kohle (GRUSON).

#### 3.4 Klassierung und Aufbereitung

- 3.41 Da Kohlen in ihrem natürlichen Zustande den Anforderungen der Industrie nur in den seltensten Fällen genügen und die Flöze in ihrem Aufbau uneinheitlich sind, werden sie nach verschiedenen Verfahren aufbereitet:

1. Mit Hilfe von Brechanlagen und durch Absiebung wird die vorgeschriebene Körnung erreicht (Klassierung);
2. durch Kläbung an Lesebändern und Lesetischen und durch anschließende Aufbereitung in Schwimm- und Sinkanlagen (S. und S.) bzw. Setzherden usw. erfolgt die Trennung der Kohlen von den Bergen und sonstigen Verunreinigungen (Sortierung), d. h. es wird ein bestimmter Aschengehalt eingehalten bzw. der Aschengehalt verringert;
3. Schwefel- und Phosphorgehalte können zum Teil ebenfalls aufbereitungstechnisch reguliert werden.

- 3.42 Generell kann festgestellt werden, daß sich epigenetische Beimengungen der Kohlen leichter beseitigen lassen als syngenetische. Praktisch hängt die Beseitigung epigenetischer Beimengungen nur davon ab, bis zu welchem Grade das Korn aufgeschlossen wurde, d. h. von der Feinheit des Kornes.

- 3.43 Da die Befriedigung der industriellen Ansprüche entscheidend die Bewertung des Rohstoffes und damit der Lagerstätten beeinflusst, ist es eine der Aufgaben des Erkundungsgeologen, die schädlichen Beimengungen der Kohlen festzustellen und Untersuchungen darüber anstellen zu lassen, ob und wie weit sie durch die Aufbereitung des Rohstoffes beseitigt werden können.

<sup>22)</sup> Wird meist auf 3–5% vorgetrocknet.

<sup>23)</sup> Unterschiede im Gesamtschwefelgehalt der Kohlen sind in erster Linie durch Gehalte an anorganischem (epigenetischem) Schwefel bedingt.

<sup>24)</sup> In der DDR wird für die Hydrierung überwiegend Braunkohle verarbeitet.

<sup>25)</sup> In der DDR werden vor allem Braunkohlen verschwelt.



**4. Die Forderungen des Bergbaues an Steinkohlenlager****4.1 Begriffsbestimmungen**

- 4.11 In dieser Instruktion gilt als Flöz:
- 4.111 eine einfache Kohlschicht, von der vorausgesetzt wird, daß sie auf größere Entfernung eine verhältnismäßig gleichbleibende Mächtigkeit von mehr als 40 cm bzw. 30 cm (s. 4.251) besitzt;
- 4.112 eine zusammengesetzte Kohlschicht, die durch Zwischenmittel in zwei oder mehrere Kohlenbänke geteilt ist, vorausgesetzt, daß die Mächtigkeit jedes Zwischenmittels nicht größer ist als die Mächtigkeit der abgeteilten Flözteile.
- 4.113 Wenn\* Zwischenmittel auf größere Erstreckung mächtiger sind als Flözteile, empfiehlt es sich, diesen Teilen entsprechende Bezeichnungen (Ober-, Mittel-, Unterbank) zu geben. Jedes dieser Flözteile gilt für die Berechnung als selbständiges Flöz. (Ausnahmefälle sind nach Abstimmung mit der ZVK zulässig.)
- 4.12 Wenn Kohlschichten eine so geringe Mächtigkeit besitzen, daß sie jetzt und in näherer Zukunft ohne praktische Bedeutung sind, empfiehlt es sich, diese Eigenschaft bereits in der Bezeichnung zum Ausdruck zu bringen.
- 4.121 *Kohlenschnitzen* heißen Kohlschichten dann, wenn ihre Mächtigkeit im beobachteten Punkt geringer als 5 cm ist.
- 4.122 *Kohlenlagen* heißen Kohlschichten dann, wenn ihre Mächtigkeit im beobachteten Punkt geringer als 30 bzw. 40 cm ist (s. 4.251).
- 4.13 Für die Vorratsberechnung wird die einheitliche Anwendung folgender Begriffe festgelegt:
- 4.131 *Anstehende Kohle* ist die Kohlenmenge des anstehenden Flözes unter Einbeziehung des Ballastes und der Bergemittel bis zu einer Mächtigkeit von 1 cm, jedoch ohne Berücksichtigung des Nachfalls. (Bergemittel, die mächtiger als 1 cm sind, werden ausgenommen.)
- 4.132 *Rohkohle* ist das Förderprodukt, d. h. die losgelöste „anstehende Kohle“, welche bestimmte Mengen an Bergen (nichtaushaltbare Zwischenmittel und nicht aushaltbaren Nachfall) und den Ballast der Kohle selbst enthält.
- 4.133 *Verwertbare Kohle* ist jener Anteil der Rohkohle, der nach der Auslese der Berge und der Reduzierung der mineralischen Beimengungen verbleibt, somit also weitgehend durch das Ausbringen der Aufbereitung bestimmt wird. Bei Naßaufbereitung kann das mit einer Erhöhung der ursprünglichen Feuchtigkeit verbunden sein. Die Substanzmenge der verwertbaren Kohle verringert sich gegenüber den Mengen der anstehenden Kohle und der Rohkohle um die bei Abbau, Förderung und Aufbereitung auftretenden Verluste.
- 4.2 *Richtwerte für Bilanz- und Außerbilanzvorräte*
- 4.21 Von allen z. Z. in der DDR bekannten Lagerstättenvorräten an Steinkohlen ist beim heutigen Stand der Technik nur der Abbau bestimmter Vorräte volkswirtschaftlich vertretbar (Bilanzvorräte), und zwar nur dann, wenn
- 4.211 die Kohlenflöze ein bestimmtes Minimum an verwertbarer Kohle erwarten lassen;
- 4.212 die Vorräte sich in volkswirtschaftlicher Übereinstimmung mit der Teufe, Lagerung u. a. befinden;
- 4.213 die Qualität der Kohlen die volkswirtschaftlichen Anstrengungen für ihren Abbau rechtfertigen.
- 4.214 Diese Voraussetzungen für einen zu rechtfertigenden Abbau beeinflussen sich gegenseitig, wirken gemeinsam und bedürfen zu ihrer großemäßigen Festlegung sorgfältiger ökonomischer Berechnungen.
- 4.22 Die für die Bergwirtschaft wichtige Frage der unteren Grenze für Mächtigkeit und Kohlenanteil wird in der DDR unter zwei Gesichtspunkten entschieden:
- 4.221 Die Wirtschaftlichkeit des Abbaues muß in einem gesunden Verhältnis zu den Weltmarktpreisen des Rohstoffes stehen.
- 4.222 Die Gewinnungsarbeiten der volkseigenen Bodenschätze müssen auch bei den Steinkohlenvorräten so ausgerichtet sein, daß ihr Abbau mit dem größtmöglichen Nutzen erfolgt. Die betrieblichen Vorteile beim Abbau günstiger Flöze gilt es auszunutzen, um

ungünstige (geringmächtige u. a.) Flöze, die allein nicht wirtschaftlich gewonnen werden können, mit abzubauen.

- 4.23 Als allgemeine Richtwerte für Bilanzvorräte gelten für die DDR bis auf Widerruf folgende Größen:
- 4.231 Die gesamte Mächtigkeit der anstehenden Kohlen eines Flözes muß mindestens 0,60 m betragen. Dabei kann das Kohlenflöz kompakt oder von Bergeschichten durchsetzt sein. Der maximale Bergeanteil im Flöz (einschließlich Nachfall aus dem Hangenden und in Störungszonen) darf hierbei 50 Volumenprozent des Flözes nicht überschreiten.
- 4.232 Die anstehenden Vorräte sind dabei getrennt — nach den jeweiligen Qualitätsansprüchen — zu führen: bei einem Aschengehalt unter 30% — als Kohlenvorräte; bei einem Aschengehalt bis zu 65% — als Brandschiefer und stark verunreinigte Kohle; bei einem Aschengehalt zwischen 65 und 80% als C-Berge. Der Anteil der verwertbaren Produkte bei Aschengehalten über 30% ist festzustellen und anzugeben.
- 4.233 Die Abbaugrenzteufe der Steinkohlenlager der DDR wird nicht festgelegt, da sämtliche bekannte Lagerstätten in technisch erreichbaren Teufen liegen. In neu entdeckten Steinkohlenlagerstätten wird die Teufengrenzung als Funktion der geothermischen Tiefenstufe und des wirtschaftlich vertretbaren Aufwands zur Einhaltung der festgesetzten Temperaturen festgelegt.
- 4.234 Die Bilanzwürdigkeit eines isolierten Steinkohlenlagers mit beschränkten Vorräten ergibt sich aus dem Verhältnis der Substanzmenge zu den Aufschluß- und Gewinnungskosten. Solche neu entdeckte Lagerstätten sind zunächst als Bilanzvorräte zu führen. Die ZVK kann bei der Bestätigung der Vorratsberechnung unter Hinzuziehung von Gutachtern usw. auch ihre Bilanzwürdigkeit überprüfen und die Vorräte in eine andere Vorratsgruppe einordnen.
- 4.235 Kohlenvorräte werden in 1000 Tonnen berechnet (nötigenfalls auf 1000 Tonnen abgerundet). Neben den Bilanzvorräten sind in den angegebenen Mächtigkeits- und Qualitätsgrenzen die Außerbilanzvorräte zu berechnen.
- 4.24 Die Qualität des Steinkohlenflözes wird durch den Anteil der verwertbaren Produkte — Kohle und Verwachsenes — an der Rohkohle bestimmt. Charakteristisch sind die absoluten Anteile und das Verhältnis dieser Anteile zueinander. Hierbei wird von der petrographischen Zusammensetzung des Flözes ausgegangen und die Fehlausträge für optimale Produktionsverhältnisse eingesetzt. (Über diese optimalen Fehlausträge hinausgehende Werte sind bei der Betriebsabrechnung als Verluste zu bezeichnen.)
- 4.25 Dabei ist zu unterscheiden zwischen Steinkohlen- bzw. Brandschieferflözen, die einheitlich aus einem Rohstoff (z. B. nur Steinkohle und Berge oder nur Brandschiefer) aufgebaut sind, und solchen, in denen das Flöz aus Steinkohlen-, Brandschiefer- (und Berg-)schichten besteht. Im letzten Falle — bei dem nur der gemeinsame Abbau aller Schichten möglich ist — sind Brandschiefer u. a. Nebenprodukte der Steinkohlengewinnung und können in der Regel die Bewertung des Steinkohlenflözes nur unwesentlich beeinflussen. Die Bewertung eines kompakten Brandschieferflözes dagegen muß die Tatsache berücksichtigen, daß die gesamten Betriebskosten allein durch den Brandschiefer getragen werden müssen.
- 4.251 Bis auf Widerruf wird bei Vorratsberechnungen von folgenden Grundsätzen ausgegangen:  
Als *Bilanzvorräte* werden Steinkohlenvorräte berechnet, wenn — gem. 4.231 — die Mächtigkeit der anstehenden Kohle nicht weniger als 0,60 m beträgt und nicht weniger als 50% vol. des gesamten anfallenden Haufwerkes ausmacht<sup>20)</sup>.

<sup>20)</sup> Wenn sich der zu erwartende Nachfall z. B. aus den Ergebnissen von Erkundungsbohrungen nicht bestimmen läßt, können geologische Erkundungen vom zukünftigen Abbauergebnis abweichende (günstigere) Ermittlungen ergeben. Dieses unvermeidliche Risiko muß in Kauf genommen werden, ist jedoch durch sorgfältige Arbeit der Erkundungsgeologen minimal niedrig zu halten.



Für Sapropelite und Fettkohlen sowie reine Anthrazitflöze beträgt diese Mindestmächtigkeit 0,40 m und der maximale Bergeanteil 65 Volumenprozent.

Für stark verunreinigte Kohle und Brandschiefer ergibt sich — aus den schwankenden Aschenanteilen und dem unterschiedlichen Ausbringen infolge wechselnder Verwachsungsverhältnisse — eine andere Festlegung der Bilanzwürdigkeitsgrenze; sie wird durch Meterprozent ausgedrückt<sup>27)</sup>. Brandschieferflöze gelten als Bilanzvorräte, wenn — bei einem Ausbringen von mindestens 50% — die Meterprozent nicht weniger als 75 betragen<sup>28)</sup>. Wenn das Flöz aus Steinkohlen- (Anthrazit-) und Brandschieferbänken zusammengesetzt ist, kann die untere Mächtigkeit bis zur unteren Berechnungsgrenze für Außerbilanzvorräte (0,40 m für Steinkohlen, 0,30 m für Fettkohlen, Sapropelite und Anthrazite) verringert werden, wenn die Meterprozent des Brandschiefers die bis zur unteren Grenze der Bilanzvorräte fehlende Mächtigkeit der Kohle um das Einundeinhalbfache übertreffen<sup>29)</sup>.

Als *Außerbilanzvorräte* werden berechnet: Steinkohlenvorräte bei einer Flözmächtigkeit von 0,40–0,60 m;

Vorräte an Fettkohlen, Sapropeliten, Anthraziten von 0,30–0,40 m.

Vorräte an stark verunreinigter Kohle und Brandschiefern bei einem Meterprozent von 60–75 oder einem Ausbringen von 40–50%.

Der *Gesamtbergeanteil* kann sich damit erhöhen:

bei Steinkohlen	auf 65%
bei Fettkohle, Sapropelite, Anthrazit	auf 70%
bei Brandschiefer	auf 60%.

4.252 Bilanzwürdige Vorräte in *befristeten* Sicherheitspeilern werden als Bilanzvorräte berechnet. Sie sind jedoch gesondert zu führen.

4.253 Bilanzwürdige Vorräte in *ewigen* Sicherheitspeilern werden als Außerbilanzvorräte berechnet. Sie sind ebenfalls gesondert zu führen.

4.254 Bilanzwürdige Vorräte in *abseits gelegenen Restpeilern*, deren Abbau z. Z. ökonomisch nicht zu vertretende Kosten verursacht, werden als bedingte Außerbilanzvorräte berechnet. Sie sind ebenfalls gesondert zu führen. (Eine ökonomische Begründung ihrer Eingruppierung ist bei der Vorratsberechnung als Anlage beizufügen.)

4.255 Zu den Außerbilanzvorräten werden Vorräte in *ewigen* Sicherheitspeilern gerechnet selbst bei bilanzwürdiger Ausbildung des Rohstoffes.

4.3 *Innerbetrieblich* ist in den fördernden Steinkohlengruben eine Gruppierung der Bilanzvorräte nach den Gewinnungskosten zweckmäßig, um einen geordneten Abbau der Gesamtbilanzvorräte für die gesamte Lebensdauer eines Betriebes zu gewährleisten.

4.31 Bis auf Widerruf wird empfohlen, diese Gruppierung auf Grund der die Gewinnungskosten maßgebend beeinflussenden Arbeitsnormen der Hacker<sup>30)</sup> vorzunehmen:

Wertgruppe I: Bilanzvorräte der höchsten Hacker-normen,

Wertgruppe II: Bilanzvorräte normaler Verhältnisse bzw. der üblichen Norm,

Wertgruppe III: Bilanzvorräte ungünstiger Verhältnisse bzw. der geringsten Norm.

4.32 Eine solche Eingruppierung hat lediglich Bedeutung für die Abbauplanung der Grube, ist jedoch unwichtig für die allgemeine Vorratsberechnung.

4.4 Allgemeinere Bedeutung haben neben der Flözmächtigkeit, Kohlenführung und dem Zustand des Hangenden

und Liegenden die Lagerungsverhältnisse (einschließlich Kleintektonik) und die Beständigkeit der Flözeigenschaften. Danach lassen sich die Flöze folgendermaßen gruppieren:

4.41 Aushaltende Flöze, in denen Mächtigkeit, Flözaufbau und Qualität der Kohlen sich durch Beständigkeit auszeichnen (Flöztyp 1);

4.42 Flöze, in denen Mächtigkeit, Flözaufbau und Qualität der Kohlen schwanken, jedoch außer in den Randgebieten (Auskeilen, Ausbiß, Versteinen oder Verlaubung) nie unter die untere Bauwürdigkeitsgrenze sinken (Flöztyp 2);

4.43 nichtaushaltende Flöze, in denen Mächtigkeit und Qualität der Kohlen unter die angegebenen Grenzen sinken können (Flöztyp 3).

4.5 Da jeder Flöztyp nicht nur während des Abbaues, sondern auch bei der geologischen Erkundung die Berücksichtigung seiner Besonderheiten erfordert, wirken sich diese Flöztypen auf die Methodik der Erkundung und die Klassifizierung der Vorräte aus.

## 5. Die Eingruppierung der Lagerstätten

5.1 Nach ihrem geologischen Bau lassen sich die Steinkohlenlagerstätten der DDR in folgende Gruppen gliedern:

1. Typ: Horizontale oder flach geneigte Lagerung der Flöze, durch Bruchtektonik wenig gestört, aushaltende Flözföhrung, klare Lagerungsverhältnisse der kohlenführenden Schichten.

2. Typ: Horizontale oder flach geneigte Lagerung der Flöze bei aushaltender Flözföhrung stark gestört durch Bruchtektonik, klare Lagerungsverhältnisse der kohlenführenden Schichten (Zwickau).

3. Typ: Horizontale oder geneigte Lagerung, durch Bruchtektonik stärker gestört, mit nicht aushaltender Flözföhrung und unklaren Lagerungsverhältnissen der kohlenführenden Schichten (Plötz).

Lagerstätten mit steil einfallenden Flözen haben in der DDR vorläufig keine wirtschaftliche Bedeutung.

5.2 Jeder Typ kann ein Flöz, einzelne Flöze oder zahlreiche Flöze enthalten.

5.3 Unabhängig von den unter 5.1–5.2 genannten Faktoren können Steinkohlenlagerstätten noch nach der mittleren Teufenlage ihrer Flöze gruppiert werden in:

a) Oberflächennahe Lagerstätten (bis 150 m);

b) Lagerstätten mit mäßigen mittleren Teufen (150–500 m);

c) Lagerstätten mit großen mittleren Teufen (über 500 m);

d) Lagerstätten mit sehr großen mittleren Teufen (über 800 m).

Diese Gruppierung beeinflusst *nur die Methodik* der Erkundung.

## 6. Die Forderungen an die Methodik der geologischen Erkundung

6.1 *Allgemeines*

6.11 Die Methodik der geologischen Erkundung von Steinkohlenlagerstätten, d. h. die Art der Erkundungsarbeiten, ihre systematische Ansetzung auf der Lagerstätte, der Abstand zwischen ihnen usw., wird durch folgende Faktoren bestimmt:

1. Die Lagerungsverhältnisse und Tektonik,

2. die Beständigkeit der Flöze,

3. die Anzahl und Mächtigkeit der Flöze und ihre räumliche Verteilung,

4. die Oberflächenverhältnisse, Teufenlage der Flöze, Mächtigkeit und Charakter des Deckgebirges, hydrologische Verhältnisse,

5. die Aufgaben der Erkundung.

6.12 Steinkohlenlagerstätten werden in der DDR hauptsächlich durch Kernbohrungen erkundet. Nur in Einzelfällen sind bergmännische Arbeiten gerechtfertigt.

6.13 Die Wahl des Bohrnetzes (quadratisch, rechteckig, längs Erkundungslinien usw.) wird wesentlich beeinflusst durch Lagerung und Beständigkeit der Flöze.

6.131 Bei flacher oder horizontaler Lagerung und aushaltenden Flözen ist ein quadratisches Netz der

<sup>27)</sup> Meterprozent = hier Mächtigkeit in Metern, multipliziert mit Prozenten des Ausbringens an Kohle mit weniger als 20% Aschengehalt.

<sup>28)</sup> Möglicher Nachfall usw. ist außerdem zu beachten. Für die Bilanzwürdigkeit von Brandschieferflözen bzw. stark verunreinigter Kohle ist somit weder der Aschenanteil noch die Mächtigkeit *allein* maßgebend, sondern letztere in Verbindung mit dem Ausbringen an Kohle. Von drei Brandschieferflözen mit A) 2 m Mächtigkeit und einem Ausbringen von 60%, B) 1 Meter Mächtigkeit und einem Ausbringen von 50%; C) 3 m Mächtigkeit und 40%igem Ausbringen ist nur das erste Flöz (A) bilanzwürdig (120 Meterprozent); Flöz B weist nur 50 Meterprozent auf und Flöz C hat zwar 120 Meterprozent, jedoch nur ein Ausbringen von 40%.

<sup>29)</sup> Bei einem Ausbringen von 50% müssen z. B. an der Mindestmächtigkeit fehlende 10 cm Kohle durch etwa 30 cm Brandschiefer ersetzt werden. Bei einem 75%igen Ausbringen genügen 20 cm Brandschiefer.

<sup>30)</sup> „Arbeitsnormen und Zeitnormative“ der HV-Steinkohle vom 9. 12. 1955.



- Bohrungen zweckmäßig; aus den Bohrergergebnissen lassen sich dann einwandfrei Isohypsenkarten u. a. konstruieren, die für alle nachfolgenden Projektierungsarbeiten wichtig sind;
- 6.132 bei Lagerstätten, in denen stärkere Veränderungen der Flöze im Fallen oder Streichen auftreten, empfiehlt sich ein rechteckiges Bohrnetz, dessen längste Seite in Richtung der geringsten Flözveränderung liegt;
- 6.133 bei stark gefalteten Lagerstätten — die gegenwärtig in der DDR nicht erkundet werden — empfiehlt sich die Erkundung längs Erkundungslinien, welche ungefähr senkrecht zur Streichrichtung der Faltung angesetzt werden.  
Die Entfernung der Erkundungslinien muß größer sein als der Abstand der einzelnen Bohrungen auf den Erkundungslinien. Die Endteufe und die Neigung der Bohrungen ist dabei so zu wählen, daß die kohlenführenden Schichten völlig aufgeschlossen werden.
- 6.14 Die Abstände zwischen den Bohrungen und Erkundungslinien sind bei sonst gleichen Umständen abhängig von der Tektonik und der Beständigkeit der Flöze.  
Für die Steinkohlenlagerstätten der DDR werden folgende Richtwerte festgelegt: (s. Tabelle 1, S. 268).
- 6.15 Die angegebenen Entfernungen sind erfahrungsmäßige Richtwerte. Bei entsprechenden, geologisch begründeten Verhältnissen können diese Werte überschritten werden, wobei die Zulässigkeit eines solchen Verfahrens nachzuweisen ist. Werden im Flözverband abbauwürdiger Flöze einzelne Flöze angetroffen, die nur sporadisch eine über dem Minimum liegende Mächtigkeit aufweisen, so kann ihre Nacherkundung während des Abbaues durch Untertagebohrungen u. a. erfolgen. In den Grenzzonen der Lagerstätte und bei in Nähe der Minimalgrenze liegenden Mächtigkeiten, ebenso bei örtlicher Komplizierung der tektonischen Verhältnisse werden zusätzliche Bohrungen (zwischen dem üblichen Bohrnetz und den Erkundungslinien) niedergebracht.
- 6.16 Jedes Bohrloch muß nach seiner Einstellung verläßlich verfüllt werden, nachdem vorher durch azimutale und Neigungsmessungen die Lage der Bohrlochachse genau bestimmt wurde, ebenso ist die Endteufenkontrolle unbedingt durchzuführen.
- 6.17 Der Kerngewinn muß in den Flözen mindestens 80% betragen; im unmittelbaren Nebengestein des Hangenden und Liegenden sowie der Zwischenmittel nicht weniger als 95%.
- 6.2 *Dokumentation*
- 6.21 Für die geologische Dokumentation von Erkundungsbohrungen hat die „Vorläufige Arbeitsanweisung zur Felddokumentation geologischer Erkundungsarbeiten“ der Staatlichen Geologischen Kommission Gültigkeit.
- 6.22 Für die geologische Dokumentation bergmännischer Erkundungsarbeiten ist die gleiche Arbeitsanweisung gültig, sofern durch die HV-Steinkohle keine eigenen generellen Anweisungen für die Steinkohlenlagerstätten der DDR vorliegen oder im Einvernehmen mit der Staatlichen Geologischen Kommission noch erlassen werden.
- 6.23 Diese oder andere Anweisungen können nicht die Forderungen der ZVK außer Kraft setzen, die bei der Berechnung der Vorräte (s. 7ff.) erhoben werden.
- 6.3 *Die Probenahme*
- 6.31 Für die Probenahme in bergmännischen Bauen wird die Schlitz- und Säulenprobe empfohlen (s. DIN 21 941 Punkt 2.31).
- 6.32 Alle verschiedenen Kohlenarten sind — wenn diese in größeren Mächtigkeiten auftreten — in Sektionen (des Schlitzes oder des Kernes) getrennt zu analysieren.
- 6.33 Alle Bergemittel sind bei einer Mächtigkeit von mehr als 1 cm getrennt von den Kohlen zu analysieren bzw. von der Analyse auszuschließen.
- 6.34 Gleichartige Flözteile (Kohlen, Berge usw.) können bei der Analyse unter Beachtung ihrer Mächtigkeiten in Proben vereinigt und zusammen analysiert werden.
- 6.35 Bei feiner Wechsellagerung von Kohle und Bergen (Mächtigkeit unter 1 cm) ist eine Gesamtprobe zu nehmen. Hierbei ist vom Aschenanteil der geschätzte Bergeanteil in Abzug zu bringen und durch Aufbereitungsversuche der ausbringbare Kohlenanteil festzustellen.
- 6.36 Bei der Einteilung des Kernes und der Schlitzes in Proben für die Analyse ist folgendes zu beachten:
- 6.361 Die Gesamtlänge der bemusterten Flözmächtigkeit muß der vollen Mächtigkeit des Flözes entsprechen.
- 6.362 Zu bemustern ist in den Erkundungs- und Abbaustrecken jedes angetroffene Kohlenflöz, d. h. nicht die Kohlenschmitzen und -lagen in den Bohrungen (nötigenfalls auch der Bohrschlamm).
- 6.363 Kohlenlagen werden jedoch in die Untersuchung einbezogen, wenn ihr Anschwellen in noch zu erkundenden Lagerstättenteilen erwartet wird oder andere triftige Gründe vorliegen.
- 6.37 Die Dichte des Netzes der Einzeluntersuchungen ist abhängig vom Wechsel der Flözausbildung und beträgt 10–50 m. Die Abstände werden für jede Lagerstätte (und jedes Flöz) durch den Betriebs- oder Erkundungsgeologen festgelegt; einmal festgelegt, sind die Entfernungen der Abstände unbedingt einzuhalten.
- 6.38 Die Anzahl der Proben, die vorgenommenen Analysen und Prüfungen müssen es ermöglichen, die Kohlenart und -sorte eindeutig zu bestimmen und die Richtung ihrer Nutzung festzulegen.
- 6.4 *Die Untersuchungen*
- 6.411 Jene Eigenschaften des Rohstoffes, die entscheidend seine Qualität und die Richtung seiner Nutzung bestimmen, wie  
Aschengehalt, (Verbrennungsrückstand),  
Gehalt an flüchtigen Bestandteilen und Backfähigkeit oder Kokungsvermögen,  
nötigenfalls Gesamt-Schwefel  
müssen in allen Proben bestimmt werden. Das ist um so notwendiger, als diese Werte innerhalb des Flözes häufig nicht unbedeutenden Schwankungen unterliegen.
- 6.412 Jene Eigenschaften des Rohstoffes, die geringeren oder unbedeutenden Schwankungen unterworfen sind, wie  
Elementar-Bestand,  
Raumgewicht,  
Wassergehalt,  
Heizwert,  
Aschenschmelzverhalten  
werden nur wahlweise — jedoch in ausreichender Häufigkeit — in Proben bestimmt.
- 6.413 Eigenschaften, die sich auf großen Verbreitungsflächen des Flözes so gut wie nicht ändern, wie z. B.  
Aufbereitungsfähigkeit,  
Trommelfestigkeit des Kokes (Sturz- und Abriebsfestigkeit),  
Festigkeit,  
Selbstentzündbarkeit,  
Brikettierfähigkeit u. a.  
werden durch Einzelbestimmungen festgestellt und kontrolliert.
- 6.42 Für die Bestimmung der genannten Werte sind die lt. TGL und DIN vorgeschriebenen Untersuchungsverfahren anzuwenden<sup>31)</sup>.
- 6.431 Bei der Erkundung neuer Steinkohlenlagerstätten sind Großversuche (möglichst unter normalen Betriebsverhältnissen) über die Aufbereitungs- und Verwendungsmöglichkeiten des Rohstoffes durchzuführen. Bei minderwertigen Kohlen sind Heizversuche durchzuführen.
- 6.432 Bei großen Teufen, d. h. der Unmöglichkeit, das benötigte Untersuchungsmaterial anders zu beschaffen, sind einzelne Bohrungen mit großen Durchmessern niederzubringen. So erhaltene Ergebnisse können nur den Klassen B, C<sub>1</sub> und C<sub>2</sub> zugrunde gelegt werden.
- 6.441 Die Raumgewichtsbestimmung des Rohstoffes muß durch Reihenuntersuchungen vorgenommen werden. Eine kritische Übertragung der Wichten (1,35 für Kohlen, 1,7 für Brandschiefer + stark verunreinigte Kohle, 2,3 für Berge) des Ruhrbergbaues<sup>32)</sup> ist unzulässig.

<sup>31)</sup> Verzeichnis der entsprechenden TGL- und DIN-Vorschriften s. Anhang.

<sup>32)</sup> „Richtlinien und Vorschläge zur Anlegung des Flözarchivs für den Steinkohlenbergbau“, Verl. Glückauf, Essen, 1955, S. 17.



## Erste Steinkohlen-Instruktion der ZVK

- 6.442 Generell kann festgestellt werden, daß die Raumgewichte der Steinkohlen abhängig sind:
- a) von der Zusammensetzung der Kohlenstreifen (Fusit: 1,37—1,52; Durit 1,20—1,27),
  - b) von Art und Umfang der mineralischen Beimengungen (Ton 2,5; Pyrit 5,0),
  - c) von der Bergfeuchtigkeit,
  - d) vom Inkohlungsgrad der Kohlen u. a.
- Aus den Berechnungen FERMORS geht hervor, daß sich mit jedem Prozent Aschengehalt das Raumgewicht im allgemeinen um 0,01% vergrößert. Da im Vitrit die Feuchtigkeit in den Poren sitzt, vergrößert (!) sich die Wichte für diese Streifenart mit zunehmendem Wassergehalt.
- 6.443 Die Wichte einer Humussteinkohle beträgt stets mehr als 1,2. Die Wichte von Sapropelit liegt meist darunter. Aschenfreie Sapropelite haben eine Wichte um 1,0.
- 6.444 Die Raumgewichtsbestimmung erfolgt am besten durch den Abbau eines bestimmten Flözvolumens und der Wägung der herausgehauenen Rohkohlenmenge. Waschkurvenauswertungen sind zulässig. Bestimmungen nach dem Bohrkern sind gestattet, wenn die entsprechenden Vorschriften eingehalten werden.
- 6.445 Für Vorratsberechnungen ist das Raumgewicht der lufttrockenen Kohlen bei einem Durchschnittsgehalt der Asche für den berechneten Block, Lagerstättenteil oder die ganze Lagerstätte zugrunde zu legen.
- 6.45 Es sind ausreichend Dünn- und Anschliffe — aus den Säulenproben — zu untersuchen (IT-Analysen u. a.), um verlässliche Unterlagen über die petrographische Zusammensetzung des Flözes zu erhalten.
- 6.5 Im Laufe der Erkundung sind die hydrogeologischen Verhältnisse und bergtechnischen Abbaubedingungen zu klären. Hierzu gehörten:
- 6.51 die Untersuchung des Deckgebirges auf:
- 6.511 Anzahl der wasserführenden Horizonte, ihren lithologischen Charakter, ihre Verbreitung, Mächtigkeit, ihr hydrostatisches Niveau, Einzugsgebiet, der Chemismus des Wassers usw.;
- 6.512 Schwimmsandschichten, die die bergmännischen Arbeiten erschweren könnten;
- 6.513 Vorhandensein wasserundurchlässiger Tonschichten;
- 6.514 die physikalischen und gebirgsmechanischen Eigenschaften der Gesteinspakete;
- 6.515 die Klärung der Tektonik als wesentlicher Einflußfaktor auf alle bergmännischen Arbeiten;
- 6.52 die Untersuchung der kohlenführenden Schichten auf:
- 6.521 Wasser- und Gasführung;
- 6.522 Zustand des Flözhangenden und -liegenden für jedes Flöz;
- 6.523 tektonisch gestörte Gebirgszonen;
- 6.524 die Aufmessung von Kohlenschlechten und Klüften (im Nebengestein) nach Streichen und Fallen.
- 6.6 Die Zuverlässigkeit der Bohrangaben muß durch geophysikalische Bohrlochmessungen erhärtet sein. Wenn die geophysikalischen Ergebnisse durch bergmännische Arbeiten bestätigt wurden, können bei geringem Kerngewinn im Flöz die geophysikalischen Angaben für die Flözmächtigkeit zugrunde gelegt werden (s. 7.33).
- 6.7 Die Erkundung auf Steinkohlen ist unter gleichzeitiger Beachtung möglicherweise angetroffener anderer Rohstoffe zu führen, ebenso wie die Kohlenasche auf  $Al_2O_3$  und seltene Elemente zu prüfen ist.

## 7. Die Einstufung der Vorräte in die Vorratsklassen

- 7.1 Zur Klasse  $A_1$  gehören Vorräte, wenn ihre Erkundung so weit erfolgt ist, daß sie den Forderungen der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ § 5, Punkt 1a entsprechen.
- 7.2 Zur Klasse  $A_2$  gehören Vorräte, wenn ihre Erkundung in dem Maße erfolgte, wie es in § 5, P. 1b der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ vorgesehen ist. In Steinkohlenlagerstätten müssen insbesondere folgende Anforderungen erfüllt sein:
- 7.21 Der geologische Bau (einschließlich abbaubegrenzender Tektonik) muß für den Berechnungsbereich geklärt sein.
- 7.22 Die Flözparallelisierung muß ausreichend paläontologisch u. a. begründet sein.
- 7.23 Bei Erkundung durch Bohrungen muß in allen Boh-

rungen, auf die sich der Vorratsblock stützt, der für  $A_2$  vorgesehene Bohrabstand eingehalten, der festgesetzte Minimalkerngewinn in den Bohrungen erzielt und der Kern untersucht worden sein.

- 7.24 Durch Bohrungen erkundete Flöze können nur dann in die Klasse  $A_2$  eingestuft werden, wenn bei den Untersuchungen der Kerne keine sprunghaften Veränderungen in Beschaffenheit und Mächtigkeit der Flöze festgestellt wurden.
- Wurden durch bergmännische Erkundungsarbeiten Auswaschungen des Flözes oder unter der Mindestmächtigkeit liegende Ausbildung festgestellt, so darf der betr. Block nicht in Klasse  $A_2$  eingestuft werden.
- 7.25 Kleine isolierte Blöcke oder Blöcke spitzwinkliger Formen werden — selbst wenn sie formal zur Klasse  $A_2$  gerechnet werden könnten — in die nächst niedrigere Klasse eingestuft.
- 7.26 Die Ausmaße der durch bergmännische Baue begrenzten Vorratsblöcke dürfen diejenigen eines Abbaublockes nicht überschreiten.
- 7.27 Die Flöze müssen in einem solchen Maßstab und so kartiert sein, daß sie ein genaues Bild vom Aufbau der Lagerstätte zu geben vermögen. Schlitzproben mit den Angaben für Aschengehalte und flüchtige Bestandteile sind durch Säulenprofile zu belegen.
- 7.28 Die Vorratsberechnung erfolgt auf Rissen im Maßstab bis 1 : 5000.
- 7.3 Zur Klasse B gehören Vorräte, die Punkt 1c des § 5 der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ entsprechen. Auf Steinkohlenlagerstätten bedeutet das:
- 7.31 Die Grenzen der Blöcke müssen durch die zur Erkundung aufgefahrenen Grubenbaue und Bohrungen verlaufen; der Abstand der Bohrungen darf nicht größer sein, als für den Lagerstättentyp festgelegt wurde. Die Entfernungen der bergmännischen Baue voneinander dürfen nicht größer sein als das Doppelte eines Abbaublockes.
- 7.32 Die Flözparallelisierung kann in Einzelheiten paläontologisch o. a. noch unzureichend begründet, muß in den Grundzügen jedoch zweifelsfrei sein.
- 7.33 Bei Erkundung durch Bohrungen muß der vorgesehene Abstand zwischen den Bohrungen eingehalten worden sein. Der Kerngewinn kann in einzelnen von ihnen, wenn sie innerhalb des Umrisses des berechneten Lagerstättenteiles liegen, geringer als vorgeschrieben sein. Die Mächtigkeit muß in diesen Fällen jedoch geophysikalisch bestätigt bzw. begründet sein.
- 7.34 Vorräte der Klasse B können außerdem im Anschluß an Vorratsblöcke höherer Klassen um die halben Ausmaße eines Abbaublockes extrapoliert werden, wenn
- a) für das Flöz Beständigkeit der Mächtigkeit, des Flözschnittes und der Beschaffenheit der Kohlen festgestellt wurde;
  - b) keine geologischen Hinweise für die Unzulässigkeit einer derartigen Extrapolation vorliegen.
- 7.35 Die Flöze sind wie für die Klasse  $A_2$  aufzunehmen (s. 7.27).
- 7.36 Die Vorratsberechnung erfolgt auf Rissen im Maßstab bis 1 : 5000.
- 7.4 Zur Klasse  $C_1$  gehören Vorräte, wenn sie Punkt 1d des § 5 der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ entsprechen.
- 7.41 In Steinkohlenlagerstätten sind die Vorräte, die im allgemeinen noch der weiteren geologischen Erkundung (betrieblich u. a.) bedürfen. Bei solchen Vorräten kann
1. die Flözparallelisierung noch unzureichend sein;
  2. die Qualitätscharakteristik nur allgemeinen Charakter besitzen;
  3. die technologische Charakteristik auf Grund einzelner Laborversuche und begründeter Folgerungen in Analogie zu gleichen Kohlenarten gegeben werden.
- 7.42 Ein beträchtlicher Teil der Vorräte dieser Klasse liegt auf extrapolierten Flächen im Anschluß an Vorräte höherer Klassen. Die extrapolierte Entfernung darf die Hälfte der für die Klasse B festgesetzten Entfernungen für Bohransatzpunkte nicht überschreiten.
- 7.43 Wenn extrapolierte Flächen an Blöcke mit einzelnen



Tabelle 1

Lagerstätten- Flöztyp	Maximal-Entfernungen zwischen den Bohrungen Orientierungswerte für ein quadratisches Netz*)			
	A <sub>2</sub>	B	C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>
I				
Flöztyp 1	500	700	1000	2000
Flöztyp 2	400	600	800	1600
Flöztyp 3	300	450	600	1200
II				
Flöztyp 1	400	600	800	1600
Flöztyp 2	300	450	600	1200
Flöztyp 3	250	350	500	1000
III				
Flöztyp 1	250	350	500	1000
Flöztyp 2	200	300	400	800
Flöztyp 3	—	150	300	600

\*) Bei geologisch begründetem rechteckigem Netz beziehen sich diese Entfernungen auf die kurze Seite des Rechtecks, die Entfernung der langen Seite des Rechtecks bestimmt der Erkundungsgeologe auf Grund der geologischen Verhältnisse. Sie kann das Doppelte der Orientierungswerte betragen. Entfernungen für „Erkundungslinien“ werden hier nicht gegeben, da stark gefaltete Steinkohlenlagerstätten gegenwärtig in der DDR nicht erkundet werden.

Mächtigmessungen unter der Mindestgrenze angrenzen, ist für solche Flächen nur die Mindestmächtigkeit zu berechnen.

- 7.44 Zur Klasse C<sub>1</sub> gehören außerdem in höheren Klassen erkundete Vorräte, wenn sie in tektonisch stark gestörten Zonen, in der Nähe des Auskeilens der Flöze oder anderer Störungen innerhalb der Flözverbreitung liegen, wenn die Flözverhältnisse nicht ausreichend genau festgestellt werden konnten.
- 7.5 Zur Klasse C<sub>2</sub> gehören im wesentlichen Steinkohlenvorräte, die an nicht extrapolierte Vorräte der Klasse C<sub>1</sub> angrenzen. Außerdem zählen zu dieser Klasse Kohlenvorräte, deren Existenz zunächst nur durch geologische Kartierung, geophysikalische Messungen und vereinzelte Ausbisse oder Schürfe festgestellt wurde.
- 7.51 Vorräte dieser Klasse können im allgemeinen nur Anlaß zur Durchführung geologischer Erkundungsarbeiten sein. Bei der Errichtung, Planung oder Projektierung eines Bergbaubetriebes, die nur auf der Grundlage ausreichender Vorräte höherer Klassen erfolgen kann, sind sie als perspektive Vorräte zu beachten.
- 7.6 Für den Steinkohlenbergbau wird — in Erweiterung des § 6, Abs. 3 der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ — bis auf Widerruf — festgelegt, daß zur Aufstellung des Betriebsproduktionsplanes die Vorräte der Klassen A<sub>1</sub>, A<sub>2</sub>, B und z. T. C<sub>1</sub> zugrunde gelegt werden können;

dabei sollen die C<sub>1</sub>-Vorräte in der Regel die Summe der A<sub>1</sub>- und A<sub>2</sub>-Vorräte nicht übersteigen. Die Einplanung größerer C<sub>1</sub>-Vorräte bedarf der ausdrücklichen Genehmigung der HV Steinkohle des Ministeriums für Kohle und Energie.

- 7.7 Diese Instruktion tritt mit dem Tage ihrer Bestätigung in Kraft.

Berlin, den 12. Februar 1957

#### ZENTRALE VORRATSKOMMISSION FÜR MINERALISCHE ROHSTOFFE DER DDR

Der Vorsitzende

#### 8. Anhang

##### Verzeichnis der DIN-Vorschriften für Steinkohlenuntersuchungen

- DIN 51700 — Allgemeines und Übersicht über Untersuchungsverfahren.
- DIN 51701 — Probenahme und Probeaufbereitung von körnigen Brennstoffen.
- DIN 51702 — Probenahme und Probeaufbereitung von staubförmigen Brennstoffen.
- DIN 51704 — Bestimmung der Korngrößen von staubförmigen Brennstoffen.
- DIN 51708 — Bestimmung der Verbrennungswärme und des Heizwertes.
- DIN 51712 — Bestimmung der Trommelfestigkeit von Steinkohlenkoks.
- DIN 51718 — Bestimmung des Wassergehaltes.
- DIN 51719 — Bestimmung des Aschegehaltes.
- DIN 51720 — Bestimmung des Gehaltes an flüchtigen Bestandteilen und der Tiegelskoksbeute.
- DIN 51721 — Bestimmung des Gehaltes an Kohlenstoff und Wasserstoff.
- DIN 51722 — Bestimmung des Stickstoffgehaltes.
- DIN 51724 — Bestimmung des Schwefelgehaltes.
- DIN 51725 — Bestimmung des Phosphorgehaltes.
- DIN 51726 — Bestimmung des Gehaltes an Carbonat-Kohlendioxid.
- DIN 51727 — Bestimmung des Chlorgehaltes.
- DIN 51730 — Bestimmung des Asche-Schmelzverhaltens.
- DIN 51739 — Bestimmung des Koksungsgrades von Steinkohle nach dem Dilatometer-Verfahren.
- DIN 51741 — Bestimmung des Blähgrades von Steinkohle.

##### Verzeichnis der TGL-Vorschriften für Steinkohlen

- TGL 211:1 — Steinkohlensorten, gewaschen. Mindestgütevorschrift.
- TGL 5179 — (Entwurf) Steinkohle, aufbereitet.
- TGL 21171:1 — Zechenkoks- (Hüttenkoks-) Sorten, Mindestgütevorschrift.

#### Fa. Klöckner & Co. in Kanada

An der Ausbeutung kanadischer Eisenerze wird sich der westdeutsche Konzern Klöckner & Co. beteiligen. Die Firma wird die Erzschichtungs- und Konzentrationsanlage mit einem Aufwand von 10 Mio \$ bauen, mit einer Jahreskapazität von mindestens 1 Mio t Erzkonzentrat. Als Gegenleistung erhält Klöckner für die Dauer von 5 Jahren mit einem Preisnachlaß von 20% jährlich 750 000 t Erzkonzentrat zum Preis von 7,47 1/2 \$/t Konzentrat.

Die Vorkommen liegen im Osten Quebecs mit einer geschätzten Vorratsmenge von 15–18 Mrd. Tonnen Eisenerz. Das Erz ist geringhaltig. Man rechnet, daß man aus 25 t Eisenerzen 1 Tonne Erzkonzentrat gewinnen wird.

#### Torfi als Energierohstoff

Die VDI-Zeitschrift brachte in ihrem Heft vom 11. 10. 1956 eine Zusammenstellung über die Ergebnisse der fünften Weltkraftkonferenz. Dem Beitrag von E. MELCHINGER über Stand und Entwicklung der Energiewirtschaft der einzelnen Länder entnehmen wir den folgenden Abschnitt über Torf (S. 1666):

„Die Torfverwertung hat neuerdings an Bedeutung gewonnen. Der Torf wird durch Trocknen oder mittels hydraulischer Pressen entwässert; die Erzeugung von Torfbriketts macht Fortschritte (Schweden). Besonders in Irland, das in seinen Mooren über wasserfreie Torfvorräte von 3000 · 10<sup>6</sup> bis 3600 · 10<sup>6</sup> t verfügt, nimmt die maschinelle Torfförderung zu (10<sup>6</sup> t im Jahre 1955). In Torfkraftwerken werden erhebliche Mengen verfeuert. In England erprobt man den Einsatz von Torf beim Beheizen von Gasturbinen.“

E.

#### Neue „Eisenerz-Studiengesellschaft“

Die Hüttenwerke Oberhausen haben sich mit anderen Eisenhütten wie Krupp, Hoesch, Mannesmann zu einer Studiengesellschaft zur Ausbeutung großer Eisenerzvorkommen im Ausland zusammengeschlossen.

#### Flußspatvorräte der USA

Amtlich wurden folgende neuen Zahlen für Flußspatvorräte in den USA bekanntgegeben: 22 1/2 Mio t mit 35% oder mehr CaF<sub>2</sub>. Von diesen Vorräten sind etwa 61% sicher und wahrscheinlich; der Rest ist möglich. Zu dem Vorrat an hochwertigem Flußspat kommen noch 12 Mio t niedriggradigen Materials mit 15–35% CaF<sub>2</sub>.



# Instruktion zur Anwendung der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ auf Blei-Zink-Lagerstätten der DDR

## Erste Blei-Zink-Instruktion

Vom 19. Februar 1957

### Inhalt

1. Allgemeines
2. Die Forderungen der Industrie an Blei-Zink-Erzvorräte
3. Die Eingruppierung der Blei-Zink-Lagerstätten der DDR
4. Die Forderungen an die Methodik der geologischen Erforschung
5. Der industrielle Minimalgehalt und der geologische Schwellengehalt
6. Die Einstufung der Vorräte in die Vorratsklassen
7. Anhang

## 1. Allgemeines

- 1.11 Blei und Zink werden in der DDR vorwiegend aus den Erzmineralen Bleiglanz (Galenit —  $PbS$ ) und Zinkblende (Sphalerit —  $ZnS$ ) gewonnen. Beide treten meist gemeinsam in Blei-Zink-Lagerstätten auf. Untergeordnet können neben diesen sulfidischen Erzmineralen besonders am Ausgehenden von Blei-Zink-Lagerstätten karbonatische, sulfatische und oxydische Erze mit Cerussit (Weißbleierz  $PbCO_3$ ), Anglesit ( $PbSO_4$ ), Galmei (oxyd. Zinkerze) u. a. auftreten.
- 1.12 Blei und Zink werden außerdem in gewissen Mengen als Nebenprodukte bei der Verarbeitung von Kupferschiefererzen gewonnen.
- 1.13 In Blei-Zink-Lagerstätten werden neben den Hauptmetallen häufig industriell gewinnbare Beimengungen von Kupfer, Silber, Kadmium, Zinn, Indium, Arsen u. a. angetroffen. Als wertvolles Nebenprodukt wird bei der Verarbeitung des Erzes vor allem Schwefelsäure gewonnen.
- 1.2 Im Bleiglanz ( $PbS$ ) können kleine Mengen Schwefel durch Selen und Tellur vertreten werden; Silbergehalte gehen — nach RAMDOHR — nur bis zu etwa 0,1% als gelöster Silberglanz ( $Ag_2S$ ) oder als  $\alpha$ -Schapbachit ( $AgBiS_2$ ) ein (bis 1,3% Ag möglich). Hohe Silbergehalte können auf fein verteilten mechanischen Beimengungen anderer Silberträger beruhen. Der Wismutgehalt ist an  $\alpha$ -Schapbachit gebunden.
- 1.3 Die Zinkblende ( $ZnS$ ) ist selten rein ausgebildet. Ein Teil des Zinks ist meist durch Eisen, Mangan, Kadmium, seltener Indium, Thallium und andere Metalle vertreten. Außerdem sind Beimengungen von Kupfer und Zinn recht häufig.
- 1.4 Nach den überwiegenden Metallgehalten und der Metallogenese können in der DDR unterschieden werden:
  - a) hydrothermale Blei-Zink-Lagerstätten und
  - b) sedimentäre Kupfer-Blei-Zink-Lagerstätten.
 Reine Blei- oder Zinklagerstätten sind in der DDR unbekannt.

## 2. Die Forderungen der Industrie an Blei-Zink-Erzvorräte

- 2.1 Das gemeinsame Vorkommen von Bleiglanz, Zinkblende und anderen Mineralen im Erz und die volkswirtschaftliche Notwendigkeit, jedes Metall und alle wertvollen Nebenbestandteile zu gewinnen, komplizieren die Technologie der Verarbeitung. Eine wesentliche Etappe im Verarbeitungsgang ist hierbei die Aufbereitung des Erzes. Um ein verlässliches Arbeiten der Aufbereitungsanlage zu gewährleisten, bedarf die Industrie:
  1. eines in seinen Gehalten möglichst beständigen Aufgabegutes;
  2. chemischer und mineralogischer Analysen der einzelnen Erzsorten und seiner Komponenten sowie ausreichender Unterlagen über Art und Umfang nützlicher und schädlicher bzw. störender Beimengungen;
  3. eindeutiger Angaben über den Verwachsungsgrad und die Korngrößen einzelner Komponenten des Erzes und der mineralischen Verwachsungen.
- 2.21 Da sulfidische, sulfatische, karbonatische und oxydische Erze verschieden aufbereitet werden müssen, sind sie als verschiedene Erzsorten zu betrachten.

- 2.22 Außerdem sind im Anstehenden reiche und arme Erze als verschiedene Sorten zu behandeln. Sie werden bei entsprechenden Mengen getrennt abgebaut und gehen zu einem Fördererz konstanten Metallgehalts vereinigt als Aufgabegut in die Aufbereitung.
- 2.3 Zu beachten und sorgfältig festzustellen sind Beimengungen folgender Minerale, da sie die Aufbereitung bzw. Verhüttung des Erzes beeinflussen:
  - 2.31 Schwefelhaltige Kupferverbindungen (Kupferkies, Kupferglanz u. a.)<sup>1)</sup>.
  - 2.32 Schwefelkies, Magnetkies und andere Eisenminerale, die auf das Blei- und Zinkkonzentrat qualitätsverschlechternd wirken.
  - 2.33 Arsenkies.
  - 2.34 Antimonhaltige Minerale (vgl. hierzu 2.44).
  - 2.35 Tonige und bituminöse Stoffe, welche die Schlamm- bildung und damit den Reagenzienverlust erhöhen.
- 2.36 Feine Korngrößen oder Mineralverwachsungen machen den Aufschluß des Erzes bis zu sehr großer Mahlfineinheit notwendig, was sich verteuert und erschwerend auf den Verarbeitungsprozeß auswirkt.
- 2.4 Neben den Blei- und Zinkinhalten sind im Erz auch alle Beimengungen zu erfassen, sobald ihre Gehaltsanteile als industriell verwertbare Konzentrationen angesehen werden können. Hier sind vor allem zu nennen:
  - 2.41 Silber geht vor allem ins Bleikonzentrat über. Seine industrielle Gewinnung ist schon möglich bei einem Gehalt von mehr als 8 g/t im Erz.
  - 2.42 Wismut geht im Aufbereitungsprozeß ins Bleikonzentrat über. Trotz der Trennungsschwierigkeiten von Pb und Bi ist seine Gewinnung bei einem Gehalt von mehr als 0,0025% im Erz heute in der DDR möglich.
  - 2.43 Kadmium wird hauptsächlich im Zinkkonzentrat angereichert. Das ins Bleikonzentrat übergehende Kadmium gelangt bei der Verhüttung in den Flugstaub und kann gewonnen werden. Seine industrielle Verwertung ist möglich bei einem Gehalt von 0,003% im Erz.
  - 2.44 Antimon gilt als schädliche Beimengung im Blei-Zink-Erz. Wenn sein Gehalt im Erz jedoch 0,001% übersteigt, gewinnt es — nach ausländischer Erfahrung — industrielle Bedeutung. Im Werkblei kann der Antimongehalt bedeutend sein; im Zinkkonzentrat ist es für den Naßprozeß ausgesprochen schädlich.
  - 2.45 Indium reichert sich bei der Aufbereitung im Zinkkonzentrat an. Ein Gehalt von 0,002% im Erz genügt, um es zu gewinnen.
  - 2.46 Gallium wird im Ausland bei Gehalten von mehr als 0,001% im Erz wirtschaftlich gewonnen.
  - 2.47 Wenn sich Germanium in der Zinkblende findet, kann es nach sowjetischer Erfahrung bei Gehalten von über 0,001% im Erz aus den Abgängen der Zinkproduktion gewonnen werden.
  - 2.48 Thallium wird in der Sowjetunion schon bei Gehalten von 20—30 g/t im Erz von der Industrie genutzt.
  - 2.49 Kobalt, Zinn, Molybdän, Arsen und Selen sind selbst bei geringen Gehalten im Erz zu beachten.
- 2.5 Von den bekannten Lagerstättenvorräten an Blei-Zink-Erzen ist beim heutigen Stand der Technik nur der Abbau jener Vorräte volkswirtschaftlich vertretbar, bei denen folgende Bedingungen erfüllt sind:
  - 2.51 Zwischen Vorratsmenge und Teufe, Lagerung usw. muß ein wirtschaftlich günstiges Verhältnis bestehen; die geologischen Verhältnisse müssen den Abbau technisch und wirtschaftlich ermöglichen.
  - 2.52 Die Qualität der Erze (Durchschnittsgehalt an verwertbaren Bestandteilen und störenden bzw. schädlichen Beimengungen, mineralogische Zusammen-

<sup>1)</sup> Wenn diese Beimengungen mengenmäßig unbedeutend sind und aufbereitungstechnisch in das Bleikonzentrat eingehen, werden die Kupfergehalte bis zu 4,5% als Blei und über 4,5% als Kupfer von der Hütte vergütet.



setzung, Verwachsungsverhältnisse usw.) muß die Gewinnung der Nutzstoffe im volkswirtschaftlichen Sinne ermöglichen.

- 2.53 Der Durchschnittsgehalt der Erzvorräte muß über dem industriellen Minimalgehalt der betreffenden Lagerstätte liegen. Obwohl Blei besonders erwünscht ist, können sich Pb und Zn in bestimmten Grenzen vertreten, ebenso wie sich diese Minimalgehalte u. U. vermindern können, wenn vorliegende nützliche Nebenbestandteile mitgewonnen werden können (s. 5.313).
- 2.54 Erzvorräte, für, welche Bedingungen 2.61—2.63 erfüllt sind, heißen Bilanzvorräte.
- 2.6 Aufgabe der geologischen Erkundung ist es, den Bergbaubetrieben verlässliche Angaben über die Substanzmenge der Bilanzerze zu geben, eindeutig die obigen Bedingungen der Qualität zu klären und außerdem jene Fragen zu beantworten, die beim Abbau und Verarbeitung der Vorräte entscheidende Bedeutung haben. Hierzu gehören:
- 2.61 Für die bergmännische Gewinnung:
- a) Substanzmenge, Tiefenlage, Mächtigkeit, Beständigkeit und Ausdehnung der Lagerstätte;
  - b) Lagerungsverhältnisse, Tektonik und Struktur der Lagerstätte und ihrer Umgebung;
  - c) Eigenschaften des Nebengesteins;
  - d) die hydrogeologischen Verhältnisse;
  - e) Oberflächenverhältnisse u. a.
- 2.62 Für Zwecke der Festlegung der Aufbereitungstechnologie sind Untersuchungen aufbereitungstechnischer oder evtl. auch hüttentechnischer Art durchzuführen. Außerdem werden möglichst Angaben über die Qualität des Erzes benötigt (Mineralarten, chemische Bindung der Haupt- und Nebenmetalle, Korngrößen, Verwachsungen u. a.).
- 2.63 Aus diesen Untersuchungen kann sich nicht nur die Forderung ergeben, verschiedenartige Erze getrennt zu gewinnen und zu verarbeiten; sie beeinflussen außerdem weitgehend die Einbeziehung minderwertiger Erze in die Bilanzvorräte.
- 2.64 Diese Untersuchungen sind ferner unerlässlich zur Festlegung der Technologie der Aufbereitung und Verhüttung. Sie erlangen in neu erkundeten Lagerstätten besonders Wichtigkeit für die Projektierung des Abbaues und der Übertageanlagen.
- 2.65 Die in der DDR z. Z. bekannten Lagerstätten liegen in technisch erreichbaren Teufen. Maximale Teufengrenzen für den Abbau haben somit keine praktische Bedeutung.

### 3. Die Eingruppierung der Blei-Zink-Lagerstätten in der DDR

Die Blei-Zink-Lagerstätten der DDR lassen sich nach Form, Struktur, Lagerungsverhältnissen u. a. in mehrere Lagerstättengruppen gliedern, zu deren Erkundung — in Charakter und Umfang — verschiedene Maßnahmen erforderlich sind und bei deren Vorratsberechnung verschiedene Voraussetzungen erfüllt sein müssen.

#### 3.1 Lagerstättentyp I

Große Flözlagerstätten (vom Typ des Kupferschiefers), in denen die wertvollen Komponenten verhältnismäßig gleichmäßig verteilt sind. Die Lagerstätten und ihre Teile sind tektonisch nur wenig oder gar nicht in ihrer horizontalen oder flachgeneigten Lage gestört. (Beispiel blei- und zinkreicher Kupferschiefer.)

#### 3.2 Lagerstättentyp II

Lagerstätten mit großer Mächtigkeit und Verbreitung der Erzkörper, in denen die wertvollen Komponenten verhältnismäßig gleichmäßig verteilt sind. (Bei diesem Typ handelt es sich hauptsächlich um Imprägnationserze.)

#### 3.3 Lagerstättentyp III

Ganglagerstätten mit wechselnden Mächtigkeiten und stark wechselnder Vererzung (Beispiel: Freiburger Ganglagerstätten).

### 4. Die Forderungen an die Methodik der geologischen Erkundung

- 4.1 Die geologische Erkundung von Blei-Zink-Lagerstätten erfolgt mit Hilfe von Bohrungen und bergmännischen Arbeiten. Die Anwendung der einen oder anderen Erkundungsmethode hängt von den Lagerungsverhältnissen der Erzkörper, ihrer Form, Größe, der Metallverteilung in der Lagerstätte, den bergtechnischen Verhältnissen, dem Oberflächenrelief und der hydrogeologischen Situation der Lagerstätte ab.
- 4.11 Die grundsätzlich zu empfehlende Reihenfolge geologischer Erkundungsarbeiten:
- a) Sucharbeiten (geologische, geophysikalische und geochemische) und damit verbundene Übersichtskartierung,
  - b) geophysikalische Spezialvermessung,
  - c) leichte Erkundungsarbeiten (Flachbohrungen, Schürfgräben und -schächte),
  - d) schwere Erkundungsarbeiten (Tiefbohrungen, bergmännische Arbeiten)
- kann bei den verschiedenen Lagerstättentypen nicht immer eingehalten werden, ist jedoch stets anzustreben.
- 4.12 Im Stadium der geologischen Sucharbeiten ist die Anwendung geochemischer Suchverfahren und geophysikalischer Arbeiten zu empfehlen, denen eine detaillierte geologische Kartierung unter besonderer Berücksichtigung der Strukturelemente vorauszugehen bzw. zu folgen hat.
- 4.13 Die geologische Vorerkundung in Form weiträumig angesetzter Bohrungen bzw. Schurfgräben und -schächte bildet bei diesen Lagerstätten meist die einleitende Etappe der eigentlichen geologischen Erkundung, in die sie — bei positivem Ergebnis — unmittelbar übergeht. Die Vorerkundung hat die Aufgabe, die Resultate der Sucharbeiten vor allem hinsichtlich der räumlichen Ausdehnung der Lagerstätte und ihrer Struktur zu prüfen. Die eigentliche geologische Erkundung hat letztlich die Aufgabe, Vorräte entsprechend den Forderungen der einzelnen Vorratsklassen zu ermitteln.
- 4.2 Die gewählte Erkundungsmethode kann nur dann als richtig angesehen werden, wenn sie nicht nur Erzvorräte, sondern auch geologische Angaben erbringt, die eine zuverlässige Vorratsberechnung und die industrielle Bewertung der Lagerstätte ermöglichen.
- 4.3 Die geologische Erkundung tief liegender Lagerstätten wird meistens durch Bohrungen<sup>2)</sup> vorgenommen, in komplizierten Fällen durch ihre Kombination mit bergmännischen Arbeiten. Letztere dominieren jedoch bei Ganglagerstätten.
- 4.31 Durch Bohrungen können beim Lagerstättentyp I und II die Vorratsklassen B, C<sub>1</sub> und C<sub>2</sub> festgestellt werden. Lagerstättentyp III kann im wesentlichen nur durch bergmännische Arbeiten ermittelt werden. Bohrungen tragen hier Hilfscharakter.
- 4.32 Durch bergmännische Erkundungsarbeiten, die die Bohrergergebnisse kontrollieren, können beim Lagerstättentyp I und II Vorräte der Klasse A<sub>2</sub> festgestellt werden. Beim Lagerstättentyp III wird nur selten die Klasse B erreicht. Die Hauptmasse der Vorräte solcher Lagerstätten wird der Industrie in der Klasse C<sub>1</sub> übergeben.
- 4.33 Die Zuverlässigkeit der Erkundungsdaten erhöht sich, wenn die Erkundungsarbeiten — Bohrungen und bergmännische Auffahrungen — unter Berücksichtigung des geologischen Baues der Lagerstätte systematisch angesetzt werden. Jede Erkundungsarbeit muß allseitig, bei Ausschöpfung aller Möglichkeiten, ausgewertet werden.
- 4.331 Bei Lagerstätten des Typs I empfiehlt sich ein quadratisches Bohrnetz (und seine Verdichtung in den Randzonen der Fazies, tektonisch komplizierten Abschnitten usw.).
- 4.332 Lagerstätten des Typs II werden am zweckmäßigsten durch rechteckige Bohrnetze (längste Entfernungen

<sup>2)</sup> Die Durchführung geophysikalischer Bohrlochmessungen ist vor allem bei Lagerstätten des Typs II verbindlich.



## Erste Blei-Zink-Instruktion der ZVK

in der Streichrichtung) oder Erkundungsprofile, die ungefähr senkrecht zum Streichen angesetzt werden, erkundet.

4.333 Für Lagerstätten des Typs III können allgemein gültige Vorschläge nicht gemacht werden. Die Bohr-ansatzpunkte ergeben sich aus den zu lösenden besonderen Aufgaben.

4.34 Die Abstände zwischen den Bohrungen und bergmännischen Arbeiten sind bei den verschiedenen Lagerstättentypen unterschiedlich. Orientierungsmäßige Werte sind in Tabelle 1 zusammengestellt. Die angegebenen Abstände können bei entsprechenden geologischen Verhältnissen vergrößert werden, wenn die Berechtigung dieser Maßnahme nachgewiesen wird.

4.35 Der Kerngewinn muß im Erzkörper beim Lagerstättentyp II größer als 80%, im Nebengestein nicht geringer als 75% sein. Im Kupfer-Blei-Zink-Schieferflöz wird 95%ige Kerngewinnung im Flöz gefordert. Bei geringerem Kerngewinn können Bohrergergebnisse zur Mächtigkeitsbestimmung nicht herangezogen werden.

4.351 Mächtigkeitsbestimmungen sind beim Lagerstättentyp II durch geophysikalische Bohrlochmessungen zu ergänzen, deren Angaben bei Vorratsberechnungen dann zugrunde gelegt werden können, wenn die Verlässlichkeit der geophysikalischen Angaben nachgewiesen wurde (z. B. durch Vergleich mit Bohrangaben bei gutem Kerngewinn). Beim Lagerstättentyp I ist durch Bohrlochablenkung das Flöz nochmals zu durchbohren, wobei alle notwendigen Vorkehrungen für einen einwandfreien Kerngewinn zu treffen sind (s. 4.522).

4.352 Bei geringem Kerngewinn ist unter Beachtung der bekannten Vorschriften (siehe Vorl. Anweisung zur Felddokumentation der StGK) unbedingt der Bohrschlamm (das Kernklein) aus den vererzten Strecken zu sammeln und nötigenfalls auszuwerten (s. 4.522).

4.36 Jedes Bohrloch (bei OT-Bohrungen)<sup>3)</sup> muß nach seiner Einstellung verlässlich verfüllt werden, nachdem vorher durch azimutale und Neigungsmessungen seine Lage genau bestimmt wurde. Ausnahmen bedürfen einer besonderen Genehmigung. (UT-Bohrungen<sup>4)</sup> sind von dieser Vorschrift ausgenommen.)

#### 4.4 Dokumentation

4.41 Für die geologische Dokumentation von Erkundungsbohrungen hat die „Vorläufige Arbeitsanweisung zur Felddokumentation geologischer Erkundungsarbeiten“ der Staatlichen Geologischen Kommission Gültigkeit.

4.42 Für die geologische Dokumentation bergmännischer Erkundungsarbeiten ist die gleiche Arbeitsanweisung gültig, sofern durch die HV-Erzbergbau keine eigenen generellen Anweisungen für die Blei-Zink-Lagerstätten der DDR vorliegen bzw. in Zukunft herausgegeben werden.

4.43 Diese oder andere Anweisungen können nicht die Forderungen der ZVK außer Kraft setzen, die bei der Berechnung der Vorräte (siehe 6ff.) erhoben werden.

#### 4.5 Probenahme

4.51 Für die Probenahme in bergmännischen Bauen wird die Querschlitzz- bzw. die Stücklagenprobe (s. die Anweisung des Mansfeld Hütten-Kombinats „W. Pieck“) empfohlen. Bei Imprägnationserzen gibt die Haufwerkprobe verlässliche Resultate.

4.511 Durch die Probe ist die gesamte Mächtigkeit des Erzträgers zu erfassen. Wenn die Vererzung in verschiedener Ausbildung vorliegt<sup>5)</sup> (Derberz, Imprägnationserz, reiche und arme Vererzung usw.) ist die Schlitzprobe anzuwenden und für jede Ausbildung in entsprechende Abschnitte zu teilen<sup>6)</sup>. (Die geringste Länge eines solchen Abschnitts ist vom Betriebs- oder Erkundungsgeologen nach den Erfordernissen festzulegen und generell einzuhalten.)

4.512 Alle Bergemittel, Einlagerungen usw. sind bei einer Mächtigkeit von mehr als 30 m beim Lagerstättentyp

II und III von der Analyse auszuschließen, wenn sie abbautechnisch ausgehalten werden können (z. B. Nebengesteinskeil zwischen zwei Gangtrümmern).

4.513 Die Vereinigung gleichartiger Abschnitte eines Schlitzes zu einer Probe ist zulässig.

4.514 Die Vereinigung mehrerer Schlitzproben zu einer Probe und ihre gemeinsame Analyse ist im allgemeinen für die Hauptkomponenten (Blei und Zink) unzulässig. Sie ist gestattet für die Nebenkomponten, jedoch sollten auch in diesem Falle nicht mehr als drei, in Ausnahmefällen bis fünf Schlitzte, zu einer Gesamtprobe vereinigt werden (S. 4.6). Wenn die Proben jedoch in Abständen von 3 Metern und darunter genommen werden, ist die gemeinsame Analyse von bis zu drei Proben für alle Komponenten zulässig. In solchen Fällen ist durch laufende Kontrolle darauf zu achten, daß die Vereinigung mehrerer Proben zu einem Probengut sachgemäß und unter Berücksichtigung der Mächtigkeiten erfolgt.

4.52 Die Bestimmungen 4.511—4.514 gelten sinngemäß für den Bohrkern.

4.521 Bei dem unter 4.35 genannten prozentualen Kerngewinn wird nur der Kern analysiert. Das Analysenergebnis des Kernmaterials wird in diesem Falle auf den entsprechenden Kernmarsch bezogen; gesammelter Bohrschlamm wird nicht ausgewertet. Dabei ist jedoch zu prüfen, ob beim Bohrprozeß nicht eine Verfälschung des Kerns durch Ausbröckeln freiliegender Erzminerale erfolgte.

4.522 In diesem Falle und bei geringerem als in 4.35 festgelegten Kerngewinn ist außerdem der Bohrschlamm (evtl. auch die Bohrtrübe) zur Analyse heranzuziehen. (Für Lagerstättentyp I s. 4.351.)

4.523 Es sind Maßnahmen zu ergreifen (Doppelkernrohre, Trockenbohrungen, Diamant- und andere Spezialbohrkronen u. a.), die einen einwandfreien Kerngewinn gewährleisten.

4.53 Der Abstand der Einzeluntersuchungen (Probenahme, Mächtigkeitsmessungen usw.) ist abhängig von der Beständigkeit der Erzführung und beträgt in bergmännischen Bauen 2—5 m. Beim Lagerstättentyp I und II kann diese Entfernung bis auf 10 m vergrößert werden. Die Abstände werden (bei Ganglagerstätten für jeden Gang) durch den Betriebs- oder Erkundungsgeologen festgelegt; einmal festgelegt, sind die Entfernungen der Probenahme-Abstände unbedingt konstant zu halten.

#### 4.6 Rohstoffliche Untersuchungen

4.61 Die chemische Analyse ist in allen Proben auf die Komponenten durchzuführen, deren industrielle Bedeutung durch Spektralanalysen u. a. festgestellt wurde<sup>7)</sup>. Zu einer derartigen Feststellung ist eine größere Anzahl (15—20) Untersuchungen (Spektralanalysen) durchzuführen und in zeitlichen Abständen durch Einzeluntersuchungen die Richtigkeit bzw. die Gültigkeit der gemachten Feststellungen zu kontrollieren.

4.62 Es ist zulässig, die chemische Analyse von Einzelproben auf die Hauptkomponenten zu beschränken und die Analyse auf wertvolle Nebenkomponten in Gruppenproben (d. h. 3—5 vereinigte Einzelproben) durchzuführen (s. 4.514).

4.63 Die Zuverlässigkeit der Analysenangaben des Labors muß durch Kontrollanalysen bestätigt werden. Systematische Fehler können durch die äußere Kontrolle, d. h. wiederholte Analyse des zerkleinerten Probegutes festgestellt werden. Hierzu ist mindestens einmal vierteljährlich eine größere Probenanzahl (25—30) in einem anderen qualifizierten Laboratorium zu untersuchen.

Zufällige Fehler können durch die innere Kontrolle, d. h. wiederholte Analyse chiffrierter Probenduplikate im gleichen Labor festgestellt werden<sup>8)</sup>. Die innere Kontrolle ist als ständige Kontrolle durchzuführen,

<sup>3)</sup> OT-Bohrung = Bohrung von der Erdoberfläche aus.

<sup>4)</sup> UT-Bohrung = Untertagebohrung.

<sup>5)</sup> Lagerstätten des Typs I und III sind hier ausgenommen.

<sup>6)</sup> In fördernden Betrieben kann das bei geringen Mächtigkeiten der einzelnen Vererzungsarten unterbleiben. Bei der geologischen Erkundung ist das zum Studium der Vererzungsverhältnisse erforderlich.

<sup>7)</sup> Es ist wirtschaftlicher, spektralanalytisch zunächst annähernd die Bilanzwürdigkeit der vorhandenen Gehalte und Beimengungen festzustellen, bevor die meist kostspieligen chemischen Analysen durchgeführt werden.

<sup>8)</sup> Auch die Umrechnung der Analysen (s. OELSNER, Grundlagen zur Untersuchung und Bewertung von Erzlagerstätten) gibt gute Hinweise für diese Zwecke.



- um die Arbeit des Labors während der ganzen Arbeitsperiode zu prüfen. Hierzu sind nicht weniger als 5–10% der Gesamtprobenanzahl notwendig. In Ausnahmefällen, die in jedem Falle mit der ZVK zu vereinbaren sind, kann diese Anzahl bis auf 3% vermindert werden.
- 4.64 Die Auswertung der Kontrollanalysen-Ergebnisse erfolgt nach folgenden Grundsätzen:
- 4.641 Eine Analyse kann als richtig angesehen werden, wenn der zufällige Fehler der Analyse die in Tabelle 2 angegebenen Maximalwerte nicht überschreitet.
- 4.642 Wenn die äußere Kontrolle einen systematischen Fehler der Analysen festgestellt hat, können diese Analysen (weder die einen noch die anderen) der Berechnung der Vorratsklassen A und B nicht zugrunde gelegt werden. Nötigenfalls ist eine Schiedsanalyse bei einem hochqualifizierten Labor durchzuführen.
- 4.643 Die Einführung eines Korrektur-Koeffizienten als rechnerischer Ausgleich für den systematischen Fehler ist auch bei der Vorratsklasse C nur dann zulässig, wenn die Metallgehalte wesentlich über dem industriellen Minimalgehalt liegen. Um außerdem die Zuverlässigkeit des Korrekturkoeffizienten zu erhöhen, ist die Zahl der Kontroll-Analysen für seine Berechnung zu verdoppeln.
- 4.65 Der Mineralbestand des Erzes ist sorgfältig zu studieren. Es müssen ausreichende Unterlagen zur Beurteilung folgender Fragen vorliegen:
- 4.651 Das Mengenverhältnis der Erzminerale zur Gangart plus taubes Gestein, Struktur und Textur des Erzes, typische Korngrößen der Minerale und Art der Mineralverwachsungen. Besonders die Verwachsungen des Erzes müssen so eingehend studiert werden, daß orientierungsgemäß die Feinheit des notwendigen Kornaufschlusses in der Brech- und Mahlanlage bestimmt und für das vorgesehene Aufbereitungsverfahren vorausgesagt werden kann.
- 4.652 Die Erscheinungsform nützlicher Beimengungen, ihre Bindungen an bestimmte Minerale usw. müssen so eingehend studiert werden, daß diese Unterlagen ausreichen, um die Technologie der Gewinnung der betreffenden Nutzstoffe zu projektieren.
- 4.653 Im Zusammenhang mit diesen Untersuchungen ist der Klärung der Genese der Lagerstätte und der einzelnen Erztypen große Bedeutung zuzuwenden. Die Ergebnisse dieser Arbeiten ermöglichen nicht nur eine Beurteilung der bei der Vorratsberechnung zugrunde gelegten Verbreitung der Vererzung (besonders in die Teufe), sie gestatten es außerdem, andere Lagerstätten (Gänge usw.) des Bezirkes mit größerer geologischer Begründung und Objektivität zu bewerten.
- 4.66 Das Raumgewicht des Rohstoffes muß durch Reihenuntersuchungen für jede Erzsorte festgestellt werden.
- 4.661 Die zuverlässigste Bestimmungsmethode besteht im Abbau eines bestimmten Volumens anstehenden Erzes und seiner anschließenden Wägung. In besonders begründeten Fällen kann das Raumgewicht des Erzes aus den Analysenergebnissen einer größeren Anzahl charakteristischer Proben errechnet werden.
- 4.662 Die Bestimmung am Bohrkern ist zulässig, wenn keine Ausbröckelung, Auswaschung usw. von bestimmten Mineralen an der Außenwand des Bohrkernes erfolgte und bei der Bestimmung selbst bewährte Verfahren eingehalten werden.
- 4.663 Bei der Bestimmung des Raumgewichts erfolgt am besten zugleich die Bestimmung der Bergfeuchtigkeit. Diese muß ebenfalls für die verschiedenen Erzsorten, bei großen Lagerstätten gesondert für jeden Lagerstättenteil (Gang usw.) und u. U. für verschiedene Jahreszeiten, erfolgen. Auf derartige detaillierte Untersuchungen kann nur dann verzichtet werden, wenn der Nachweis für die Beständigkeit der Bergfeuchtigkeit bzw. für das Vorliegen analoger Verhältnisse zu bekannten Lagerstätten erbracht wurde.
- 4.7 Bergtechnische Untersuchungen
- 4.71 Zur Klärung der den Abbau beeinflussenden bergtechnischen Faktoren sind folgende Feststellungen zu machen:
- 4.711 Die physikalischen Eigenschaften des Nebengesteins (Härte, Standfestigkeit, Klüftigkeit usw.).
- 4.712 Die physikalischen Eigenschaften des Erzes.
- 4.713 Die wasserführenden Horizonte und Zonen (statische und piezometrische Wasserspiegel, Filtrationskoeffizient, Zonen möglicher Infiltration von Oberflächenwässern, Beziehungen zwischen den Wassern im Hangenden, Liegenden und der Erzkörper, mögliche Wasserzuflüsse während des Abbaues, pH-Wert und sonstige chemische Eigenschaften des zuzitenden Wassers u. a. m.).
- 4.714 Wenn die unter 4.711–4.713 genannten Bedingungen aus benachbarten Gruben einwandfrei bekannt sind, kann auf die Durchführung besonderer Untersuchungen verzichtet werden bzw. ihr Umfang weitgehend eingeschränkt werden.
- 4.8 Zum rationellen Ausmaß der geologischen Erkundung
- 4.81 Lagerstätten des Typs I und II werden meist nur bis zur Klasse B erkundet, da Vorräte der Klasse A<sub>2</sub> nur bei ungerechtfertigt hohen Kosten erreicht werden können. Lagerstätten des Typs III können in der Regel nur bis zur Klasse B erkundet werden. Daher sind die Investitionen bei diesen Lagerstättentypen schon auf Grund der Vorräte in den Klassen B + C<sub>1</sub> möglich. Allerdings ist die Erforschung der Lagerungsverhältnisse, der Rohstoffqualitäten und der technologischen Eigenschaften in solchen Fällen in einem Ausmaß notwendig, wie er für die Klasse A<sub>2</sub> vorgeschrieben wurde.
- 4.82 Zur Einhaltung eines wirtschaftlich zu rechtfertigenden Ausmaßes der Ausgaben für geologische Erkundungsarbeiten sind die von der ZVK festgelegten Richtlinien zu beachten (s. „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ § 6, P. 2).
5. Der industrielle Minimalgehalt und der geologische Schwellengehalt
- 5.1 Bei gegebenen geologischen und technologischen Verhältnissen erfolgt die Abgrenzung der Bilanz- von den Außerbilanzvorräten hauptsächlich nach den zwei Parametern Mächtigkeit und Gehalt, die zuweilen als Meterprozent und als Schüttung-kg pro m<sup>3</sup> Abbaufläche (Gangfläche, Flözfläche usw.) vereinigt werden.
- 5.21 Bei Vorratsberechnungen ist zu unterscheiden zwischen dem *industriellen Minimalgehalt*, d. h. dem geringsten wirtschaftlich noch tragbaren Durchschnittsgehalt des Förderproduktes (d. i. Aufgabegut an die Aufbereitungsanlage) und dem *geologischen Schwellengehalt*, d. h. dem niedrigsten Gehalt in einer anstehenden Erzpartie der Bilanzvorräte, mit der reichere Partien bei Einhaltung des industriellen Minimalgehaltes noch verschmitten werden können. Der geologische Schwellengehalt legt damit auf der Lagerstätte die Grenze zwischen Bilanz- und Außerbilanzvorräten fest.
- 5.22 In der Praxis muß somit unterschieden werden zwischen folgenden drei — sich auf den Gehalt beziehenden — Begriffen:
- 5.221 Der *tatsächliche Durchschnittsgehalt* des an die Aufbereitung gelieferten Aufgabeerzes bzw. der tatsächliche Durchschnittsgehalt der Lagerstätte oder ihres Teiles (berechnet nach den vorliegenden Erkundungsergebnissen); er darf nicht niedriger sein als der industrielle Minimalgehalt.
- 5.222 Der *industrielle Minimalgehalt* ist die unterste Grenze für den Durchschnitt des an die Aufbereitung bzw. an die Hütte gelieferten Erzes. Diese Grenze bezeichnet also jenen Durchschnittsgehalt einer Tages-, Schicht- usw. Lieferung, unter welchem eine wirtschaftliche Verarbeitung des Erzes zur Zeit unmöglich ist. Der industrielle Minimalgehalt ist nie niedriger als der geologische Schwellengehalt.
- 5.223 Der *geologische Schwellengehalt* ist die vom Geologen für jeden Vorratsblock, Lagerstättenteil oder die ganze Lagerstätte festgelegte Gehaltsgrenze, welche die abbauwürdigen Vorräte (Bilanzvorräte) von den nicht abbauwürdigen (Außerbilanzvorräten) abgrenzt. Der geologische Schwellengehalt kann mit dem industriellen Minimalgehalt zusammenfallen, liegt jedoch meist niedriger. Der Gehaltsunterschied beider ergibt sich aus der Möglichkeit, hochwertige Erzpartien durch minderwertige bis zum industriellen Minimalgehalt zu verschneiden.



- 5.224 Der tatsächliche Durchschnittsgehalt ist wichtig für betriebliche Abrechnungen und Planungen; der industrielle Minimalgehalt ist die wichtigste Bezugsziffer für gesamtwirtschaftliche Vorratsberechnungen; der geologische Schwellengehalt hat lediglich örtliche Bedeutung für die Festlegung der Abbaugrenzen.
- 5.31 Der *industrielle Minimalgehalt* wird bei gegebenem technischem Entwicklungsstand einheitlich für eine ganze Lagerstättengruppe festgelegt.
- 5.311 Auf Grund ständig oder zeitweilig wirkender besonderer Faktoren (z. B. veraltete Aufbereitungsanlage) kann der eine oder andere Betrieb vom industriellen Mindestgehalt abweichende (d. h. höhere) Forderungen stellen. Diesen Forderungen kann durch die übergeordnete Verwaltung zugestimmt werden. Dabei gehen für die Volkswirtschaft bestimmte Rohstoffmengen verloren, die unter technisch normalen Bedingungen verwertbar wären. Bei der Vorratsberechnung sind in solchen Fällen die Vorräte auf der Grundlage des allgemein gültigen *industriellen Minimalgehaltes* zu berechnen. Für betriebliche Zwecke ist eine ergänzende Berechnung auf Grund des individuell für die Lagerstätte vereinbarten Minimalgehalts vorzunehmen. Der Unterschied zwischen beiden ist als *projektierter Erzverlust* auszuweisen.
- 5.312 Der geologische Schwellengehalt (und damit die gehaltlich minderwertigsten Erzpartien, die an der Grenze der Bilanzvorräte noch in diese bei Einhaltung des aufgegebenen industriellen Minimalgehaltes einbezogen werden können), ist unbeständig und hängt vom Durchschnittsgehalt des betreffenden Blockes, Lagerstättenteiles, der Lagerstätte usw. ab. Er ist um so niedriger, je mehr höhere Gehalte in größeren Partien angetroffen wurden. Der geologische Schwellengehalt wird daher in jedem einzelnen Falle vom Betriebs- oder Erkundungsgeologen auf Grund der vorliegenden Vererzungsverhältnisse festgelegt.
- 5.313 Bei rationeller Nutzung von Blei-Zink-Lagerstättenvorräten erfolgt die industrielle Verwertung aller oder der wesentlichsten nützlichen Bestandteile. Der industrielle Minimalgehalt muß sich somit grundsätzlich auf alle nutzbaren Komponenten des Erzes beziehen. In der Praxis erfolgt das jedoch gewöhnlich auf folgende Weise:
1. Für jede der unter 5.31 genannten Lagerstättengruppen wird der industrielle Minimalgehalt für Blei und Zink festgelegt.
  2. Die den industriellen Minimalgehalt übersteigenden Gehalte der einen Komponente können fehlende Gehaltsanteile (bis zu ihrem Schwellengehalt) der anderen Komponente im Verhältnis  $Pb : Zn = 1:1,2$  ersetzen.
- Die wertvollen NebenkompONENTEN, deren Gehalte in der Regel mit den Gehalten der einen oder anderen Hauptkomponente direkt korrelieren, sind so bei der Festsetzung der industriellen Minimalgehalte berücksichtigt.
- 5.4 Zu den *Bilanzvorräten* gehören jene Vorräte, deren *Gesamtheit* in Mächtigkeit und Gehalt über der Minimalmächtigkeit und dem industriellen Minimalgehalt liegt, technisch gewonnen und verarbeitet werden kann. Für neu erkundete Lagerstätten sind aufbereitungs- und hütten technische Untersuchungen zu veranlassen; der Bericht über das positive Ergebnis dieser Prüfungen ist mit der Vorratsberechnung vorzulegen. Wenn derartige Versuche nicht durchgeführt werden, ist der analoge Bestand, Aufbau usw. der Erze mit solchen nachzuweisen, die auf anderen gleichartigen Lagerstätten bereits abgebaut wurden.
- 5.5 Zu den *Außerbilanzvorräten* sind solche Vorräte zu rechnen, deren Mächtigkeit und Gehalte, besonders komplizierte Lagerungsverhältnisse usw. gegenwärtig eine volkswirtschaftliche Nutzung nicht ermöglichen. Hierzu gehören außerdem alle jene Vorräte, deren Verarbeitung technologisch noch nicht gelöst ist. Sie werden nur bis zu einer unteren Gehaltsgrenze in der Berechnung geführt (s. 5.7).
- 5.6 Es ist zweckmäßig, aus diesen Vorräten jenen Anteil gesondert als *bedingte Außerbilanzvorräte* zu führen, der bei verhältnismäßig geringfügigen Verbesserungen

- in der Technik des Abbaues, Aufbereitung und Verhüttung einer wirtschaftlichen Verwertung zugeführt werden kann. Es handelt sich somit um Vorräte,
- 5.61 deren Mächtigkeit nur um ein Geringes unter den Mindestmächtigkeiten liegt,
  - 5.62 deren Gehalte nur um ein Geringes unter den Mindestgehalten liegen,
  - 5.63 deren schädliche Beimengungen voraussichtlich bald technisch überwunden werden können;
  - 5.64 deren nützliche Beimengungen voraussichtlich bald technisch gewonnen werden können und damit — bei komplexer Verwertung — die bedingten Außerbilanzvorräte zu Bilanzvorräten machen;
  - 5.65 an deren Technologie der Verarbeitung (Aufbereitung, Verhüttung usw.) gegenwärtig erfolversprechend gearbeitet wird.
  - 5.7 Für jeden Lagerstättentyp werden die industriellen Minimalgehalte der Bilanzvorräte, die unteren Berechnungsgrenzen der Außerbilanzvorräte (unter welchen vererzte Partien auch auf weite Sicht ohne praktische Bedeutung bleiben) und die jeweiligen Grenzen der bedingten Außerbilanzvorräte gesondert bekanntgegeben.
  - 5.8 Neu erkundete Lagerstätten mit verhältnismäßig geringer Substanzmenge oder solcher, die auf Grund ihrer Lagerung und sonstigen geologisch-ökonomischen Positionen eine fragwürdige wirtschaftliche Bedeutung haben, werden nach allseitiger Prüfung und Begutachtung durch entsprechende Fachleute (Aufbereiter, Metallurgen u. a.) von der ZVK in die entsprechende Vorratsgruppe (Bilanz- oder Außerbilanzvorräte) überwiesen. Die Vorratsberechnung ist vom Erkundungsgeologen auch in solchen Fällen nach den bekannten Richtwerten so durchzuführen, wie es oben vorgeschrieben wurde.

## 6. Einstufung der Vorräte in die Vorratsklassen

- 6.1 Zur *Klasse A<sub>1</sub>* gehören Vorräte, wenn alle Bedingungen des § 5, P. 1 der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ erfüllt sind.
- 6.11 Da diese Vorräte unmittelbare Grundlage der betrieblichen Förderplanung u. a. sind, müssen alle Faktoren eindeutig bestimmt sein, welche den Abbau beeinflussen.
- 6.12 Beim Lagerstättentyp III können auf Grund der Kompliziertheit des geologischen Baues des Erzkörpers im allgemeinen Vorräte der Klasse A<sub>1</sub> weder im Verlaufe der geologischen Erkundung noch der Vorrichtung festgestellt werden.
- 6.2 Zur *Klasse A<sub>2</sub>* gehören Vorräte, wenn alle Bedingungen des § 5, P. 1b der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ erfüllt sind.
- 6.21 Vorräte dieser Klasse können durch die geologische Erkundung lediglich beim Lagerstättentyp I und II festgestellt werden. Durch die bergmännische Vorrichtung gelingt es zuweilen, Vorräte dieser Klasse auch beim Lagerstättentyp III zu ermitteln.
- 6.22 Vorratsblöcke in tektonisch zerrütteten Zonen oder in der Nähe der Oxydationszone können nicht in die Klasse A<sub>2</sub> eingestuft werden.
- 6.23 Für die Klasse A<sub>2</sub> müssen für die Vorratsblöcke mindestens folgende Forderungen erfüllt sein:
- 6.231 Sie müssen mindestens an drei Seiten durch Erkundungsarbeiten begrenzt sein; die Entfernungen müssen den Ausmaßen eines Abbaublockes entsprechen; die Mächtigkeit des Erzkörpers muß voll erschlossen sein, nötigenfalls müssen Orte, Querschläge, Gesenke, Hochbrüche usw. (evtl. kombiniert mit Untertagebohrungen) aufgefunden werden.
- 6.232 Der Mineralbestand des Erzes, die Metallgehalte und Gehalte der nützlichen Komponenten müssen für den Block mit optimal erreichbarer Genauigkeit festgestellt sein.<sup>1</sup>
- 6.3 Zur *Klasse B* gehören Vorräte, wenn alle Bedingungen des § 5, P. 1c der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ erfüllt sind.
- 6.31 Für die Klasse B müssen folgende Voraussetzungen erfüllt sein:



## 7. Anhang

Tabelle 1

Lagerstättentypen	Art der Erkundungsarbeiten	Größe der Blöcke, Entfernungen usw., Bohrungen und bergmännische Arbeiten (in Metern) für Vorräte der Klasse				
		A <sub>1</sub>	A <sub>2</sub>	B	C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>
I blei-zinkreicher Kupferschiefer	1. Bohrungen	—	500	700	1000	über 1000
	2. Erkundungsstrecken	—	600	800	1200	über 1200
II	1. Bohrungen	—	—	200	400	über 400
III (Freiberg)	1. Erkundungsstrecken	—	—	40–80	80–150	über 150
	2. Betriebliche (bei der Vorrichtung)	—	25–30	Abbaublock (?)	—	—

Bemerkung: Das Zeichen (?) bedeutet, daß derartige Vorratsklassen nur in Ausnahmefällen vorliegen können.

Tabelle 2

## Maximal zulässige Abweichungen bei Erzanalysen

Zulässige mittlere Fehler bei chemischen Analysen  
(nach Angaben der CKS, Moskau)

Komponenten	Gehalt im Erz (im Gestein) in absoluten %; bei Gold und Silber in g/t	Höchstzulässiger mittlerer zufälliger Fehler, in % zum festgestellten Gehalt der jeweiligen Komponenten
Blei	über 15	2–3
	6–15	3–6
	0,5–6	6–12
Zink	bis 0,5	12
	über 25	2–3
	10–25	3–6
Kupfer	0,5–10	6–15
	bis 0,5	15
	über 3	3–7
Silber	0,5–3	7–10
	0,05–0,5	10–15
	über 100	1–3
Wismut	30–100	3–5
	10–30	5–12
	über 0,6	5–15
Vanadium	0,2–0,6	15–20
	über 0,5	3–10
	0,06–0,5	10–30
Kobalt	über 0,5	2–6
	bis 0,5	6
Antimon	über 2	3–12
	0,5–2	12–20
Molybdän	über 1	2–5
	0,25–1	5–10
	0,05–0,25	10–20
Zinn	über 1	3–5
	0,25–1	5–15
	0,05–0,25	15–30
Arsen	über 2	1–5
	0,5–2	5–7
	bis 0,5	—
Barium- sulfat	über 5	1–7
	1–5	7–15

- 6.311 Die Blöcke müssen mindestens zweiseitig umfahren sein, wobei die Entfernungen zwischen den bergmännischen Bauen bzw. Bohrungen die in Tabelle 1 angegebenen Werte nicht übersteigen dürfen. Ein geringerer Aufschlußgrad genügt ausnahmsweise dann, wenn bedeutende Flächen der Lagerstätte oder eines Lagerstättenteiles bereits abgebaut wurden und die Ergebnisse sowohl zahlenmäßig bekannt sind als auch mit neu erhaltenen Untersuchungsergebnissen übereinstimmen und auf Grund der Genese der Lagerstätte mit einer Änderung der Verhältnisse nicht zu rechnen ist.
- 6.312 Die Mächtigkeit des Erzkörpers muß voll erschlossen sein, anderenfalls müssen Orte, Querschläge, Gesenke, Überhau usw. aufgefahren werden.
- 6.313 Der Mineralbestand des Erzes muß untersucht sein, ausreichende Unterlagen zur Berechnung des Durchschnittsgehaltes der Hauptkomponenten müssen vor-

- liegen; für wertvolle NebenkompONENTEN ist dies nur dann erforderlich, wenn von ihnen die Einstufung der Vorräte in die Bilanzvorräte abhängig ist.
- 6.4 Zur Klasse C<sub>1</sub> gehören Vorräte, wenn alle Bedingungen des § 5, P. 1 d der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ erfüllt sind.
- 6.41 Bei den Lagerstättentypen I und II handelt es sich hauptsächlich um Vorräte, die unmittelbar an Vorratsblöcke höherer Klassen (A<sub>1</sub>, A<sub>2</sub> und B) angrenzen. Die Grenzen für solche Vorräte werden durch Extrapolation auf eine Entfernung erreicht, die halb so groß ist, wie sie in Tabelle 1 für Klasse C<sub>1</sub> festgelegt wurde unter der Voraussetzung, daß die geologischen Verhältnisse eine solche Extrapolation zulassen.
- 6.42 Beim Lagerstättentyp III ist bei in Abbau befindlichen Lagerstätten eine Extrapolation in die Tiefe von maximal einem Sohlenabstand zulässig, wenn die geologischen Voraussetzungen dafür gegeben sind.
- 6.43 Auf neu erkundeten Lagerstätten ist beim Lagerstättentyp III eine Extrapolation um 60 m nach der Teufe zulässig. (Für die Lagerstättentypen I und II empfiehlt sich die seitliche Extrapolation (6.41) ohne Festlegung des Teufenabstandes.)
- 6.44 Die ErzsorTEN und ihre Verteilung können in den Blöcken dieser Klasse oft nur unter Auswertung der Daten aus benachbarten Vorratsblöcken höherer Klassen in allgemeinen Umrissen angegeben werden.
- 6.45 Wenn die Gehalte aus den verhältnismäßig seltenen Erkundungsarbeiten an der Grenze des industriellen Minimalgehaltes liegen, werden die Gehalte anliegenden Blöcke, die geologische Situation u. a. hinzugezogen, um die Eingruppierung der Vorräte (in Bilanz- oder Außerbilanzvorräte) zu entscheiden.
- 6.5 Vorräte gehören dann zur Klasse C<sub>2</sub>, wenn alle Bedingungen des § 5, P. 1 e der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ erfüllt sind.
- 6.51 Es handelt sich somit um Vorräte in Lagerstätten oder Lagerstättenteilen, die auf Grund ihres niedrigen Erforschungsgrades nicht in höhere Klassen eingestuft werden können. Darunter ist zu verstehen:
- 6.511 daß die Entfernungen zwischen den Erkundungsarbeiten die für C<sub>1</sub> vorgesehenen Werte übersteigen;
- 6.512 daß die Eigenschaften des Rohstoffes und seine Verbreitung unzureichend erforscht wurden;
- 6.513 daß die Vorräte auf extrapolierten Flächen liegen, die hinreichend geologisch begründet sind und an nicht extrapolierte Blöcke der Klassen A<sub>2</sub>, B und C<sub>1</sub> angrenzen.
- 6.514 Die Entfernungen der extrapolierten Grenzl意思 betragen:
- beim Lagerstättentyp I: bis 1000 m seitlich;
- beim Lagerstättentyp II: bis 400 m seitlich;
- beim Lagerstättentyp III: drei Abbaublocke nach der Teufe.
- 6.52 Perspektivische Vorräte, die sich darüber hinaus nur auf geologisch begründete Annahmen stützen, werden als *geschätzte C<sub>2</sub>-Vorräte* gesondert angegeben.
- 6.6 Diese Instruktion tritt mit sofortiger Wirkung in Kraft.

Berlin, den 19. Februar 1957

ZENTRALE VORRATSKOMMISSION  
FÜR MINERALISCHE ROHSTOFFE DER DDR  
Der Vorsitzende



# Instruktion zur Anwendung der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ auf Kupferlagerstätten der DDR

## Erste Kupfer-Instruktion

Vom 5. März 1957

### Inhalt

1. Allgemeines
2. Die Forderungen der Industrie an Kupfererze
3. Die Eingruppierung der Kupferlagerstätten der DDR
4. Die Forderungen an die Methodik der geologischen Erkundung
5. Der industrielle Minimalgehalt und der geologische Schwellengehalt für Kupfererzlagerstätten
6. Die Einstufung der Vorräte in die Vorratsklassen
7. Zur volkswirtschaftlichen Bewertung
8. Anhang

### 1. Allgemeines

- 1.1 Von den rund 165 bekannten kupferhaltigen Mineralen haben lediglich 12–14 industrielle Bedeutung. Zu ihnen gehören:

Bezeichnung	Chemische Formeln	Cu-Gehalt
Gediegenes Kupfer	(Cu)	bis 100%
Cuprit (Rotkupfererz)	(Cu <sub>2</sub> O)	bis 88,8%
Kupferglanz	(Cu <sub>2</sub> S)	bis 79,8%
Bornit (Buntkupferkies)	(Cu <sub>5</sub> FeS <sub>4</sub> )	bis 69%
Covellin (Kupferindig)	(CuS)	bis 66,5%
Malachit	(Cu <sub>2</sub> (OH) <sub>2</sub> (CO <sub>3</sub> ))	bis 57,5%
Kupferlasur (Azurit)	(Cu <sub>3</sub> (OH) <sub>2</sub> (CO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> )	bis 55,3%
Tennantit oder Arsenfahlerz	(Cu <sub>3</sub> AsS <sub>3</sub> )	bis 53%
Enargit	(Cu <sub>3</sub> AsS <sub>4</sub> )	bis 48,3%
Fahlerze (Tetraedrit oder Antimonfahlerz)	(Cu <sub>3</sub> SbS <sub>3</sub> )	bis 45%
Freibergit oder Silberfahlerz	[(Ag, Cu, Fe) <sub>12</sub> Sb <sub>4</sub> S <sub>13</sub> ]	bis 38%
Schwazit oder Quecksilberfahlerz)	[(Cu, Ag, Fe, Zn) <sub>12</sub> (Sb, As) <sub>4</sub> S <sub>13</sub> ]	bis 36%
Kupferkies	(CuFeS <sub>2</sub> )	bis 34,5%

- 1.2 Rund 90% der Kupferweltproduktion wird aus Kupfersulfiden gewonnen, davon etwa 50% aus Kupferglanz. Gediegenes Kupfer ist an der Weltproduktion mit etwa 6–7% beteiligt.
- 1.3 Die Hauptvorräte an Kupfererzen machen gegenwärtig die porphyrischen Kupfererze (Disseminated copper ores) aus, obwohl der Durchschnittsgehalt an Kupfer in der primären Zone dieser Erze unter 0,5% Cu liegt.
- 1.4 Kupfererze sind häufig mehrmetallisch. In ihnen werden meist außer Kupfersulfiden, Eisen-, Zink-, Blei-, Molybdän-, Nickel-, Kobalt- u. a. Sulfide angetroffen. Außerdem enthalten sie in wechselnden, gewöhnlich geringen Mengen: Gold, Silber, Kadmium, Selen, Germanium, Gallium u. a.
- 1.5 Nach Mineralbestand und Genese, ebenso wie nach den Haupt- und charakteristischen Nebenkomponenten, die wesentlich den Verarbeitungsgang beeinflussen, können zahlreiche Lagerstättentypen unterschieden werden.
- 1.6 Die DDR verfügt über große Kupfererzlagerstätten, die hauptsächlich an das Kupferschieferlöz (feingeschichteter, polybituminöser, sulfidführender Mergelschiefer) im Zechstein 1 (Werraserie) gebunden sind. Während in den Erzen der derzeit in Abbau stehenden Felder der Kupfergehalt überwiegt und der Verhüttungsprozeß auf Kupfer ausgerichtet ist, tritt der Kupfergehalt im blei-zinkreichen Kupferschiefer gegenüber Pb und Zn zurück.

### 2. Die Forderungen der Industrie an Kupfererze

- 2.11 Der Metallgehalt des Kupfererzes und seine technologischen Eigenschaften bestimmen sowohl die Richtung seiner Nutzung als auch die technologische Führung des Verarbeitungsprozesses und damit die Art der industriellen Anlagen.

2.12 Kaum ein Kupfererz wird gegenwärtig nur zur Gewinnung von Kupfer verarbeitet. Der komplexe Charakter dieser Erze führt in der überwiegenden Zahl der Fälle dazu, daß selbst bei hohen Kupfergehalten mit Hilfe metallurgischer und chemischer Prozesse eine Reihe von Nebenkomponenten gewonnen werden.

2.13 Daraus ergibt sich die Hauptforderung der Industrie an die geologische Erforschung einer Kupferlagerstätte: alle nützlichen Komponenten im Erz festzustellen und ihre Erscheinungsformen zu beschreiben, um die Technologie der Verarbeitung des Erzes festlegen zu können.

2.2 Von den bei der Verarbeitung von Kupfererzen möglichen technologischen Schemen haben gegenwärtig und in nächster Zukunft in der DDR vor allem zwei Verfahren praktische Bedeutung:

2.21 Aufbereitung der Erze durch Handklaubung, Schwimm- und Sinkverfahren sowie Sammelflotation. Tonerdegehalte und sehr feine Erzverwachsungen wirken sich bei den letzten Verfahren schädlich aus. Wenn im Kupferschiefer die Metallführung auf die drei unteren Lagen beschränkt ist (Feine Lette, Grobe Lette, Kammschale), kann die Klaubung von Hand durch die Schwimm- und Sinkaufbereitung ersetzt werden.

2.22 Metallurgische Anreicherung des Erzes im Wassermantel- oder Schachtofen zu dem 40–45% Cu enthaltenden Rohstein. Dieser enthält neben Kupfer noch Fe, S, Zn, Pb, Ag, Ni, Co, Au, Pd, Pt und Se. Aus der Schlacke werden Pflastersteine u. a. Schlackenprodukte für die Bautechnik u. a. industrielle Bedürfnisse hergestellt. Infolge der Reduktionswirkung entsteht als drittes Produkt metallisches Eisen („Eisensau“ in Mansfeld). Die Eisensau enthält Fe, Mo, Cu, Co, Ni, Ag, As, Re, Ga, Spuren der Edelmetalle, ferner S, P und Si (nach KAUTZSCH, 1954). Als weitere Produkte des Rohhüttenbetriebes fallen Flugstaub und Gichtgas an. Der Flugstaub aus den Sammelaschen der Rohgasleitung besteht im wesentlichen aus mechanisch mitgerissenen Bestandteilen der Beschickung. Der Flugstaubschlamm aus der Naßfeinreinigung enthält insbesondere Pb und Zn, sowie Cu, Ag, As, Se, Cd, Ti, Re, J und Bitumen. Er bildet das Ausgangsprodukt für die Blei- und Zinkoxydgewinnung der Bleihütte.

2.23 Beimengungen im Endprodukt Kupfer verschlechtern dessen Qualität:

*Antimon* verringert seine Elastizität und elektrische Leitfähigkeit;

*Wismut* und *Schwefel* machen das Metall spröde;

*Arsen* vermindert seine elektrische Leitfähigkeit;

*Blei* verringert seine Elastizität und macht es rotbrüchig;

*Phosphor* verringert seine elektrische Leitfähigkeit; usw.

2.231 Daher wird das Endprodukt (z. B. der Bessemerie), das sogenannte Schwarzkupfer mit 98% Cu, in Anodenplatten mit etwa 98–99% Cu umgegossen und in der Kupferelektrolyse zu einem Endprodukt, dem Kathodenkupfer mit 99,97% Cu raffiniert.

2.232 Durch diese elektrolytische Raffinierung wird nicht nur ein reines Kupfer gewonnen, sondern gleichzeitig auch wichtige Komponenten wie z. B. Nickel, Silber, Gold, Palladium, Platin, Selen u. a. abgeschieden und im Anodenschlamm und in der Lösung angereichert. Beide sind das Ausgangsmaterial zur Darstellung dieser Stoffe.

2.233 Durch geeignete Verfahren ist es gegenwärtig möglich, Kupfererze jeder Beschaffenheit — entsprechende Metallgehalte vorausgesetzt — zu verarbeiten. In diesem Sinne gibt es für Kupfererze keine technisch unüberwindlichen schädlichen Beimengungen, die seine Nutzung ausschließen würden.



- 2.3 Zur wirtschaftlichen Produktionsführung bedarf die Industrie jedoch u. a. eines bestimmten, nicht zu unterschreitenden minimalen Metallgehaltes im Erz, der Bergbau bei gegebenem Gehalt einer minimalen Mächtigkeit bzw. einer bestimmten Metallschüttung auf die Einheit der Lagerstättenfläche.
- 2.31 Diese Werte sind für jede Lagerstättengruppe (Lagerstättentyp) verschieden, da sie entscheidend durch die vorhandene Substanzmenge (Größe der Lagerstätte), die Abbaumethode (Tage- oder Tiefbau), den stofflichen Bestand des Erzes, das Ausbringen der nützlichen Komponenten und ökonomische Bedingungen (Leistungsfähigkeit der Anlagen u. a.) bestimmt werden.
- 2.32 Es ist erforderlich, die entsprechenden Grenzwerte für Cu festzulegen und für andere nützliche Komponenten Äquivalente (bezogen auf Cu) zu bestimmen; diese äquivalenten Gehalte anderer nützlicher Komponenten sagen darüber aus, um welche Größe sich der industrielle Minimalgehalt für Kupfer senken darf, ohne daß die Wirtschaftlichkeit des Betriebes bedroht wird.
- 2.4 Bei der geologischen Erkundung müssen eindeutige Ergebnisse zur bergtechnischen Beantwortung folgender Fragen erhalten werden:
- a) Morphologie und Lagerungsverhältnisse der Lagerstätte;
  - b) Eigenschaften des Nebengesteins;
  - c) Deckgebirgsverhältnisse (Wasserführung u. a. s. 4.7);
  - d) Oberflächenverhältnisse u. a.
- 2.5 Die in der DDR z. Z. untersuchten Lagerstätten liegen in technisch erreichbaren Teufen. Eine maximale Teufengrenze für den Abbau hat somit keine praktische Bedeutung. Sollte in Zukunft eine Entscheidung über solche Grenzen zu fällen sein, so werden im allgemeinen Lagerstätten bis zu einer Teufe von 1500 m als Bilanzvorräte und von 1500–2000 m als Außerbilanzvorräte geführt. Lagerstätten oder ihre Teile, welche in noch größere Teufen hinabsetzen, werden in die Vorratsberechnungen im allgemeinen nicht einbezogen. In Ausnahmefällen entscheidet die ZVK.

### 3. Die Eingruppierung der Kupferlagerstätten der DDR

In der DDR gibt es z. Z. nur eine große Kupferlagerstättengruppe, die an das Kupferschieferflöz im Zechstein 1 (Werraserie) gebunden ist. Ihre einzelnen Typen unterscheiden sich lediglich hinsichtlich der Intensität tektonischer Erscheinungen, Metallführung und hydrogeologischen Verhältnisse (z. B. durch Ab- bzw. Auslaugung der im Hangenden auftretenden Gips- und Steinsalzlager). In Abhängigkeit von Form, Struktur, Lagerungsverhältnissen usw. lassen sich die Kupferlagerstätten der DDR in zwei Gruppen gliedern, zu deren Erkundung z. T. unterschiedliche — nach Charakter und Umfang — Maßnahmen erforderlich sind und bei deren Vorratsberechnung verschiedene Voraussetzungen erfüllt sein müssen:

#### 3.1 Lagerstättentyp I

Schichtartige Lagerstätten. Diese können enthalten

- a) Feldesteile mit einfacher Form und relativ gleichmäßiger Verteilung der wertvollen Komponenten; tektonisch nur wenig oder gar nicht in ihrer horizontalen oder flach geneigten Lage gestört.
- b) Feldesteile, die sich durch die eine oder andere oder auch mehrere der folgenden Besonderheiten von den unter a) beschriebenen unterscheiden.
  1. Die Bruchtektonik ist intensiver, Überschiebungen erschweren den Abbau der Vorräte, Auswertungszonen u. a.;
  2. durch Häufung von „Rücken“ und damit verbundener Metallgehaltsschwankungen sind die Durchschnittsgehalts-Ermittlungen erschwert
  3. durch Auslaugung oder tektonisch bedingten Fehlens der hangenden Salzschiechten, Schlottenbildung u. a. ist die Hydrogeologie kompliziert.

#### 3.2 Lagerstättentyp II

Gang- und schichtartige Lagerstätten, die sich bei verhältnismäßig schwankenden Mächtigkeiten durch steiles Einfallen und begrenzte oder absetzige Flächenausdehnung auszeichnen.

### 4. Die Forderungen an die Methodik der geologischen Erkundung

- 4.1 Die geologische Erkundung von Kupfererzlagerstätten erfolgt hauptsächlich mit Hilfe von Kernbohrungen und in geringerem Umfange durch bergmännische Arbeiten. Die Anwendung der einen oder anderen Erkundungsmittel hängt von den geologischen Verhältnissen der Erzkörper, wie Lagerungsverhältnissen, Form, Größe, Gleichmäßigkeit der Metallverteilung, Tektonik, den bergtechnischen Verhältnissen u. a. ab.
- 4.2 Die gewählte Erkundungsmethode kann nur dann als richtig angesehen werden, wenn sie nicht nur zuverlässige Angaben über die Substanzmenge, sondern auch über die Mineralführung, Ausbildungsformen und ihre räumliche Verteilung, bergtechnischen Verhältnisse für den Abbau usw., kurz — wenn sie eine zuverlässige Vorratsberechnung und die industrielle Bewertung der Lagerstätten ermöglicht. Die Anwendung geophysikalischer Methoden ist vor allem in der ersten Periode der Erkundungsarbeiten dringend zu empfehlen.
- 4.31 Durch Bohrungen können beim Lagerstättentyp I Vorräte bis zur Klasse A<sub>2</sub> einschließlich, beim Lagerstättentyp II — meist nur bis zur Klasse C<sub>1</sub> und in besonderen Fällen bis zur Klasse B erkundet werden.
- 4.32 Vor allem beim Lagerstättentyp II ist die Anwendung bergmännischer Erkundungsmittel gewöhnlich unvermeidlich; Bohrungen tragen hier oft nur Hilfscharakter.
- 4.33 Die Objektivität der Erkundungsdaten erhöht sich, wenn die Erkundungsarbeiten — Bohrungen und bergmännische Arbeiten — systematisch angesetzt werden (bei Berücksichtigung des geologischen Baues der Lagerstätte). Für den Lagerstättentyp I empfiehlt sich ein quadratisches oder rhombisches Bohrnetz, das in komplizierten Zonen verdichtet werden muß. Bei der Lagerstätte II ist von den örtlichen Gegebenheiten auszugehen.
- 4.34 Die Abstände zwischen den Bohrungen unterscheiden sich für die einzelnen Lagerstättentypen. Orientierungsmäßige Werte sind in Tabelle 1 zusammengestellt. Die angegebenen Abstände können bei entsprechender geologischer Begründung verändert werden.
- 4.35 Allgemein kann nur festgelegt werden, daß die Erkundungsarbeiten die Interpolation der in Punkten bzw. Strecken erhaltenen Angaben auf die Geltungsbereiche einwandfrei ermöglichen müssen.
- 4.36 Der Kerngewinn muß im Erzkörper größer als 95% sein. (Es ist vor allem im Kupferschiefer ein ganzstückiger Kern im Flöz anzustreben.) Im unmittelbaren Hangenden und Liegenden darf der Kerngewinn nicht geringer als 90% sein, da die Metallführung z. B. meist nicht nur auf das Kupferschieferflöz selbst beschränkt ist, sondern auch im Liegenden und Hangenden auftreten kann.
- 4.37 Bei ungenügendem Kerngewinn im Erzkörper können Bohrergergebnisse zur Mächtigkeitsbestimmung nicht herangezogen werden. In solchen Fällen ist der Erzkörper durch Bohrlochablenkung ein zweites Mal bei Beachtung aller technischen Vorsichtsmaßnahmen zu durchteufen.
- 4.4 Dokumentation
- 4.41 Für die geologische Dokumentation von Erkundungsbohrungen hat die „Vorläufige Arbeitsanweisung zur Felddokumentation geologischer Erkundungsarbeiten“ der Staatlichen Geologischen Kommission Gültigkeit.
- 4.42 Für die geologische Dokumentation bergmännischer Erkundungsarbeiten ist die gleiche Arbeitsanweisung gültig, sofern durch die HV-Erzbergbau keine eigenen generellen Anweisungen für die Kupferlagerstätten der DDR vorliegen oder gegeben werden.
- 4.43 Diese oder andere Anweisungen können nicht die Forderungen der ZVK außer Kraft setzen, die bei der Berechnung der Vorräte (siehe 6ff.) erhoben werden.
- 4.5 Probenahme
- 4.51 Für die Probenahme in bergmännischen Bauen wird — soweit wie z. B. im Kupferschieferbergbau keine anderslautenden Anweisungen vorliegen — die Schlitzprobe empfohlen.



## Erste Kupfer-Instruktion der ZVK

- 4.511 Durch die Schlitzprobe ist die gesamte Mächtigkeit des Erzträgers zu erfassen. Wenn die Vererzung in verschiedener Ausbildung vorliegt (Derberz, Sprengel-erz usw.), ist die Schlitzprobe in entsprechende Sektionen zu teilen. Die geringste Länge einer Sektion darf 5 cm betragen.
- 4.512 Alle Bergemittel, Einlagerungen usw. sind bei einer Mächtigkeit von mehr als 5 cm getrennt zu analysieren bzw. von der Analyse auszuschließen.
- 4.513 Die Vereinigung gleichartiger Sektionen eines Schlitzes zu einer Probe ist zulässig.
- 4.514 Die Vereinigung mehrerer Schlitzproben zu einer Probe und ihre gemeinsame Analyse ist für die Hauptkomponente (Kupfer) unzulässig. Sie ist gestattet für die Nebenkomponten, jedoch sollten auch in diesem Falle nicht mehr als drei Schlitz zu einer Gesamtprobe vereinigt werden.
- 4.52 Die Bestimmungen 4.511—4.514 gelten sinngemäß für den Bohrkern. Für den Lagerstättentyp I ist die Aufgliederung des Kernes nach „Lagen“ vorzunehmen.
- 4.521 Bei dem unter 4.36 genannten prozentualen Kerngewinn wird nur der Kern analysiert (Bohrschlamm bleibt unberücksichtigt). Das Analysenergebnis des Kernmaterials wird in diesem Falle auf den entsprechenden Kernmarsch<sup>1)</sup> bezogen. Dabei ist jedoch zu prüfen, ob beim Bohrprozeß nicht eine Verarmung des Kernes durch Ausbröckeln freiliegender Erzminerale erfolgte.
- 4.522 In diesem Falle und bei geringerem als in 4.36 festgelegtem Kerngewinn ist beim Lagerstättentyp II außerdem der Bohrschlamm (evtl. auch die Bohrrübe) zur Analyse heranzuziehen.
- 4.523 Es sind Maßnahmen zu ergreifen (Doppelkernrohre, Trockenbohrungen u. a.), die einen einwandfreien Kerngewinn gewährleisten.
- 4.53 Die Abstände der Einzeluntersuchungen (Probenahme, Mächtigkeitsmessungen usw.) in bergmännischen Bauen sind abhängig von der Beständigkeit der Erzführung und betragen 2—10 m. Sie werden vom Betriebs- oder Erkundungsgeologen festgelegt; einmal festgelegt, sind die Entfernungen der Probenabstände unbedingt einzuhalten. Die Vergrößerung der Probenahmeabstände über 10 m hinaus — die aus wirtschaftlichen Gründen anzustreben ist — kann nur dann zugelassen werden, wenn nachgewiesen wurde, daß diese Maßnahme sich nicht negativ auf die Genauigkeit der Ermittlungen auswirkt.
- 4.6 *Die rohstofflichen Untersuchungen*
- 4.61 Die chemische Analyse ist in allen Proben nur auf die Komponenten durchzuführen, bei denen durch Spektralanalysen o. a. Gehalte von industrieller Bedeutung festgestellt wurden. Zu einer derartigen Feststellung ist eine größere Anzahl Untersuchungen (15—20) für jede Erzsorthe durchzuführen und in zeitlichen Abständen durch Einzeluntersuchungen die Richtigkeit bzw. die Gültigkeit der gemachten Feststellungen zu kontrollieren.
- 4.62 Es ist zulässig, die chemische Analyse jeder Einzelprobe auf die Hauptkomponenten (Cu, Ag, Pb und Zn — bei Typ I; nur Cu — bei Typ II) zu beschränken und die Analyse auf wertvolle Nebenkomponten für Gruppenproben (d. h. 3—5 vereinigte Einzelproben) zu machen (s. 4.514). Außerdem kann aus Wirtschaftlichkeitsgründen die Durchführung der letzteren nach einem solchen Schema so erfolgen, daß zunächst systematisch gewisse Probepunkte oder -gruppen ausgelassen werden, die erst nach positivem Ergebnis der analysierten Proben nachgeholt werden.
- 4.63 Die Zuverlässigkeit der Analysenangaben muß durch Kontrollanalysen bestätigt werden. Systematische Fehler können durch die äußere Kontrolle, d. h. wiederholte Analyse des zerkleinerten Probegutes festgestellt werden. Hierzu ist mindestens einmal vierteljährlich eine größere Probenanzahl (25—30) in einem anderen qualifizierten Laboratorium zu untersuchen. Zufällige Fehler können durch die innere Kontrolle, d. h. wiederholte Analyse chiffrierter Probenduplikate im gleichen Labor festgestellt werden. Diese Kontrolle ist als ständige Kontrolle durchzuführen, um die Arbeit des Labors während der ganzen Arbeitsperiode zu prüfen. Hierzu sind nicht weniger als 5—10% der Gesamtprobenanzahl notwendig. In Ausnahmefällen, die in jedem Falle mit der ZVK zu vereinbaren sind, kann diese Anzahl bis auf 3% vermindert werden.
- 4.64 Die Auswertung der Kontrollanalysen-Ergebnisse erfolgt nach folgenden Grundsätzen:
- 4.641 Eine Analyse kann als richtig angesehen werden, wenn der zufällige Fehler der Analyse die in Tabelle 2 angegebenen Maximalwerte nicht überschreitet.
- 4.642 Wenn die äußere Kontrolle einen systematischen Fehler der Analysen festgestellt hat, können diese Analysen (weder die einen noch die anderen) der Berechnung der Vorratsklassen A und B nicht zugrunde gelegt werden. Nötigenfalls ist eine Schiedsanalyse bei einem hochqualifizierten Labor durchzuführen.
- 4.643 Die Einführung eines Korrekturkoeffizienten als rechnerischer Ausgleich für den systematischen Fehler ist auch bei der Vorratsklasse C nur dann zulässig, wenn die Probengehalte wesentlich über dem industriellen Minimalgehalt liegen. Um außerdem die Zuverlässigkeit des Korrekturkoeffizienten zu erhöhen, ist die Zahl der Kontrollanalysen für seine Berechnung zu verdoppeln.
- 4.65 Der Mineralbestand des Erzes ist sorgfältig zu studieren. Es müssen ausreichende Unterlagen zur Beurteilung folgender Fragen vorliegen:
- 4.651 Die mineralischen Erscheinungsformen der nützlichen und schädlichen Beimengungen, Verwachsungsgrad, Struktur und Textur der Erze, typische Korngrößen usw. müssen ausreichend charakterisiert und beschrieben sein, um der Industrie notwendige Schlußfolgerungen für die Gewinnung bzw. Beseitigung der Komponenten zu ermöglichen.
- 4.652 Im Zusammenhang mit diesen Untersuchungen steht als Aufgabe die Klärung der Genese der Lagerstätte und der einzelnen Erztypen. Die Ergebnisse dieser Arbeiten ermöglichen es nicht nur, die der Vorratsberechnung zugrunde gelegte Verbreitung der Vererzung objektiv zu beurteilen, sie gestatten auch, andere Lagerstätten des Bezirkes mit größerer geologischer Begründung und Objektivität einzuschätzen.
- 4.66 Das Raumgewicht des Rohstoffes muß durch Reihenuntersuchungen für jede Erzsorthe festgestellt werden.
- 4.661 Die zuverlässigste Bestimmungsmethode besteht gewöhnlich im Abbau eines bestimmten Volumens anstehenden Erzes und seiner anschließenden Wägung. In besonders begründeten Fällen kann das Raumgewicht des Erzes aus den Analysenergebnissen einer größeren Anzahl charakteristischer Proben errechnet werden.
- 4.662 Die Bestimmung nach dem Bohrkern ist zulässig, wenn keine Ausbröckelung, Auswaschung usw. von Erzmineralen an der Außenwand des Bohrkernes erfolgte und bei der Bestimmung selbst bewährte Verfahren eingehalten werden.
- 4.663 Bei der Bestimmung des Volumengewichts erfolgt am besten zugleich die Bestimmung der Bergleichtigkeit. Diese schwankt meist ebenfalls für die verschiedenen Erzsorthen, bei großen Lagerstätten für jeden Lagerstättenteil und unter Umständen für verschiedene Jahreszeiten. Auf detaillierte Untersuchungen kann dann verzichtet werden, wenn der Nachweis für die praktische Bedeutungslosigkeit der Schwankungen (evtl. aus analogen Lagerstätten) erbracht wurde.
- 4.7 *Bergtechnische Untersuchungen*
- 4.71 Zur Klärung der den Abbau beeinflussenden bergtechnischen Faktoren sind folgende Feststellungen zu machen:
- 4.711 Die physikalischen Eigenschaften des Nebengesteins (Härte, Standfestigkeit, Klüftigkeit usw.). Wenn Angaben über den Gebirgsdruck gemacht werden können, hat dies zu erfolgen.
- 4.712 Die physikalischen Eigenschaften des Erzes (Festigkeit, Stückigkeit, Koeffizient der Auflockerung usw.).

<sup>1)</sup> Die durchbohrte Mächtigkeit ist in der Regel größer oder gleich der Länge des gezogenen Kernes.



- 4.713 Die wasserführenden Horizonte und Zonen (statische und piezometrische Wasserspiegel, Filtrationskoeffizient, Zonen möglicher Infiltration von Oberflächenwässern, Beziehungen zwischen den Wässern in Hangendem, Liegendem und den Erzkörpern, mögliche Wasserzuflüsse während des Abbaues usw. s. 3.2c).
- 4.714 Wenn die unter 4.711—4.713 genannten Bedingungen aus benachbarten Schächten einwandfrei bekannt sind, kann auf die Durchführung besonderer Untersuchungen verzichtet werden bzw. ihr Umfang weitgehend eingeschränkt werden.

### 5. Der industrielle Minimalgehalt und der geologische Schwellengehalt für Kupfierzlagerstätten

- 5.1 Bei gegebenen geologischen und technologischen Verhältnissen erfolgt die Abgrenzung der Bilanz- von den Außerbilanzvorräten hauptsächlich nach den zwei Parametern Mächtigkeit und Gehalte, die zuweilen als Quadratmetergehalt, Meterprozent, Metallschüttung usw. vereinigt werden.
- 5.2 Bei Vorratsberechnungen ist zu unterscheiden zwischen dem *industriellen Minimalgehalt*, d. h. dem geringsten wirtschaftlich noch tragbaren Durchschnittsgehalt des an die Hütte oder Aufbereitungsanlage zu liefernden Erzes und dem *geologischen Schwellengehalt*, d. h. dem niedrigsten Metallgehalt im anstehenden Erz eines best. Lagerstättenabschnittes (Block), das noch abgebaut werden kann. Da der tatsächliche Metallgehalt des an die Hütte gelieferten Erzes gewöhnlich mit keinem der genannten Werte übereinstimmt, sind in der Praxis folgende Begriffe zu unterscheiden:
- 5.21 Der *tatsächliche Durchschnittsgehalt* bezeichnet den Metallgehalt des gelieferten Erzes bzw. den Durchschnittsgehalt eines Blockes der Lagerstätte (berechnet nach den vorliegenden Erkundungsergebnissen) oder der ganzen Lagerstätte. Er darf nicht niedriger als der industrielle Minimalgehalt sein.
- 5.22 Der *industrielle Minimalgehalt* ist die von der Industrie gesetzte unterste Grenze für den Durchschnitt des gelieferten Erzes. Es handelt sich somit um die untere Grenze des Durchschnittsgehaltes einer Tages-, Schicht-, Monats- usw. Lieferung, unter welcher eine wirtschaftliche Verarbeitung des Erzes zur Zeit unmöglich ist. Der industrielle Minimalgehalt ist nie niedriger als der geologische Schwellengehalt.
- 5.23 Der *geologische Schwellengehalt* ist die vom Geologen für jeden Block, Lagerstättenteil usw. oder die ganze Lagerstätte festgelegte Gehaltsgrenze, welche abbauwürdige Vorräte (Bilanzvorräte) von den nicht abbauwürdigen (Außerbilanzvorräten) abgrenzt. Der geologische Schwellengehalt kann mit dem industriellen Minimalgehalt zusammenfallen, liegt jedoch meist unter ihm. Der Gehaltsunterschied beider ergibt sich aus der Möglichkeit, hochwertige Erze durch minderwertige bis zum industriellen Minimalgehalt zu verschneiden.
- 5.24 Der *tatsächliche Durchschnittsgehalt* ist wichtig für betriebliche Abrechnungen und Planungen; der industrielle Minimalgehalt ist die wichtigste Bezugsziffer für gesamtwirtschaftliche Vorratsberechnungen; der geologische Schwellengehalt hat lediglich örtliche Bedeutung für die Festlegung der Abbaugrenzen.
- 5.3 Der *industrielle Minimalgehalt* wird für gleichartige Lagerstätten (Lagerstättentypen) einheitlich festgelegt, da er wesentlich durch die Abbaumethoden (abhängig von den Lagerungsverhältnissen) und die Verarbeitungsverfahren des Rohstoffes beeinflusst wird.
- 5.31 Auf Grund ständig oder zeitweilig wirkender besonderer Faktoren (z. B. veraltete Betriebsanlagen) kann ein einzelner Betrieb vom industriellen Mindestgehalt abweichende (d. h. höhere) Forderungen stellen. Diesen Forderungen kann durch die übergeordnete Verwaltung zugestimmt werden. Dabei gehen für die Volkswirtschaft bestimmte Rohstoffmengen verloren, die unter technisch normalen Bedingungen durchaus verwertbar wären.
- 5.32 Bei der Vorratsberechnung sind in solchen Fällen die Vorräte auf der Grundlage des allgemein gültigen *industriellen Minimalgehaltes* zu berechnen. Für be-

triebliche Zwecke ist eine ergänzende Berechnung auf Grund der für die einzelne Lagerstätte vereinbarten Minimalgehalte vorzunehmen. Der Unterschied zwischen beiden ist bei der laufenden Förderung als *projektierter Verlust* auszuweisen.

- 5.33 Geologische und vor allem mineralogisch-petrographische Besonderheiten des Erzes einer Lagerstätte können bei der Verarbeitung zu übergroßen Verlusten (2.22) führen, die eine wirtschaftliche Betriebsführung bei dem festgesetzten industriellen Minimalgehalt unmöglich machen. Für solche Fälle werden mit den übergeordneten Verwaltungen Richtwerte festgelegt, um die sich der industrielle Minimalgehalt erhöhen muß, um den vorgesehenen wirtschaftlichen Effekt zu erzielen. Erzvorräte mit geringen Gehalten, die auf Grund derartiger Vereinbarungen nicht abgebaut werden, müssen bei der laufenden Förderung als *projektierte Verluste* ausgewiesen werden.
- 5.34 Der geologische Schwellengehalt (und damit die gehaltlich minderwertigen Erzpartien, die an der Grenze der Bilanzvorräte noch in diese bei Einhaltung des aufgegebenen industriellen Minimalgehaltes einbezogen werden können), ist unbeständig und hängt vom Durchschnittsgehalt des betreffenden Blockes, Lagerstättenteiles, der Lagerstätte usw. ab. Er ist um so niedriger, je mehr höhere Gehalte in größeren Partien angetroffen wurden. Der geologische Schwellengehalt wird daher in jedem einzelnen Falle vom Betriebs- oder Erkundungsgeologen auf Grund der vorliegenden Vererzungsverhältnisse festgelegt.
- 5.4 Zu den *Bilanzvorräten* gehören jene Vorräte, deren *Gesamtheit* in Mächtigkeit und Gehalt über der Minimalmächtigkeit und dem industriellen Minimalgehalt liegt, technisch gewonnen und verarbeitet werden kann. Für neuerkundete Lagerstätten sind aufbereitungs- und hüttentechnische Untersuchungen zu veranlassen; der Bericht über das positive Ergebnis dieser Prüfungen ist mit der Vorratsberechnung vorzulegen. Wenn derartige Versuche nicht durchgeführt werden, ist der analoge Bestand, Aufbau usw. in bezug auf solche Erze nachzuweisen, die auf anderen gleichartigen Lagerstätten bereits abgebaut werden.
- 5.5 Zu den *Außerbilanzvorräten* sind solche Vorräte zu rechnen, deren Mächtigkeit und Gehalte, besonders komplizierte Lagerungsverhältnisse usw. gegenwärtig eine volkswirtschaftliche Nutzung nicht ermöglichen. Hierzu gehören außerdem alle jene Vorräte, deren Verarbeitung technologisch noch nicht gelöst ist. Sie werden nur bis zu einer unteren Gehaltsgrenze in der Berechnung geführt (s. 5.7).
- 5.6 Es ist zweckmäßig, aus diesen Vorräten jenen Anteil gesondert als *bedingte Außerbilanzvorräte* zu führen, der bei verhältnismäßig geringfügigen Verbesserungen in der Technik des Abbaues, der Aufbereitung und Verhüttung einer wirtschaftlichen Verwertung zugeführt werden kann. Es handelt sich hier somit um Vorräte,
- 5.61 deren Mächtigkeit nur um ein Geringes unter den Mindestmächtigkeiten liegt (s. 5.1),
- 5.62 deren Gehalte nur um ein Geringes unter den Mindestgehalten liegen (s. 5.1),
- 5.63 deren schädliche Beimengungen voraussichtlich bald technisch überwunden werden können;
- 5.64 deren nützliche Beimengungen voraussichtlich bald technisch gewonnen werden können und damit — bei komplexer Verwertung — die bedingten Außerbilanzvorräte zu Bilanzvorräten machen;
- 5.65 an deren Technologie der Verarbeitung (Aufbereitung, Verhüttung usw.) gegenwärtig erfolgversprechend gearbeitet wird.
- 5.7 Für jeden Lagerstättentyp werden die industriellen Minimalgehalte der Bilanzvorräte, die unteren Berechnungsgrenzen der Außerbilanzvorräte (unter welchen vererzte Partien auch auf weite Sicht ohne praktische Bedeutung bleiben) und die jeweiligen Grenzen der bedingten Außerbilanzvorräte gesondert bekanntgegeben.
- 5.8 Neu erkundete Lagerstätten mit verhältnismäßig geringer Substanzmenge oder solcher, die auf Grund ihrer Lagerung und sonstigen geologisch-ökonomi-



## 8. Anhang

Tabelle 1

Lagerstätten- typ	Art der Erkundungsarbeiten	Abstände, Entfernungen usw. der Bohrungen und bergmännischen Arbeiten (in Metern) für Vorräte der Klassen				
		A <sub>1</sub>	A <sub>2</sub>	B	C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>
Ia u. b	1. Bohrungen	—	500	700	1000	über 1000
	2. Bergmännische	—	600	800	1200	„ 1200
II	1. Bohrungen	—	—	—	500	1000
	2. Bergmännische	—	40–50	80–100	—	—
Bemerkung:		1. Die Tabellenwerte für den Typ I überschreiten nach Meinung der ZVK die geologisch zulässigen Abstände. Sie wurden — bis auf Widerruf — auf Grund technisch bedingter Umstände festgelegt. 2. Bei den angegebenen Werten handelt es sich um Durchschnittswerte, die bei entsprechender geologischer Begründung den geologischen Verhältnissen angepaßt, d. h. verändert werden können.				

Tabelle 2

## Maximal zulässige Abweichungen bei Erzanalysen

Zulässige mittlere Fehler bei chemischen Analysen  
(nach Angaben der GKS, Moskau)

Kompo- nenten	Gehalt im Erz (im Ge- stein) in absoluten %: bei Gold und Silber in g/t	Höchstzulässiger mittlerer zufälliger Fehler, in % zum festgestellten Gehalt der jeweiligen Komponente
Kupfer	über 3	3–7
	0,5 – 3	7–10
	0,05 – 0,5	10–15
Eisen	über 30	1–2
	10 – 30	2–4
	5 – 10	4–8
Zink	über 25	2–3
	10 – 25	3–6
	0,5 – 10	6–15
Blei	bis 0,5	15
	über 15	2–3
	6 – 15	3–6
Molybdän	0,5 – 6	6–12
	bis 0,5	12
Nickel	über 1	2–5
	0,25 – 1	5–10
	0,05 – 0,25	10–20
Kobalt	1 – 5	3–7
	0,2 – 1	7–15
	bis 0,2	15
Gold	über 0,5	2–6
	bis 0,5	6
Silber	über 50	1–3
	20 – 50	3–5
	5 – 20	5–10
Schwefel	über 100	1–3
	30 – 100	3–5
	10 – 30	5–12
	über 20	1–2
	1 – 20	2–5
	0,05 – 1	5–10
	bis 0,05	15

schen Positionen eine fragwürdige wirtschaftliche Bedeutung haben, werden nach allseitiger Prüfung von der ZVK in die entsprechende Vorratsgruppe (Bilanz- oder Außerbilanzvorräte) überwiesen. Die Vorratsberechnung ist vom Erkundungsgeologen auch in solchen Fällen nach den bekannten Richtwerten so durchzuführen, wie es oben vorgeschrieben wurde.

5.91 Vorräte in ewigen Sicherheitspfeilern gehören selbst bei bilanzwürdiger Ausbildung zu den Außerbilanzvorräten, sind in dieser Vorratsgruppe jedoch getrennt zu führen.

5.92 Vorräte in befristeten Sicherheitspfeilern gehören bei bilanzwürdiger Ausbildung zu den Bilanzvorräten, müssen in dieser Vorratsgruppe wegen ihrer zeitweiligen Nichtgreifbarkeit gesondert geführt werden.

5.93 Bilanzwürdige Vorräte in *abseits gelegenen Restpfeilern*, deren Abbau z. Z. ökonomisch nicht zu vertretende Kosten verursacht, werden als bedingte Außerbilanzvorräte gesondert geführt. (Eine ökonomische Begründung ihrer Eingruppierung ist bei der Vorratsberechnung als Anlage beizufügen.)

## 6. Einstufung der Vorräte in die Vorratsklassen

6.1 Zur Klasse A<sub>1</sub> gehören Vorräte, wenn alle Bedingungen des § 5 P. 1a der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ erfüllt sind. Da diese Vorräte unmittelbare Grundlage der betrieblichen Förderplanung u. a. sind, müssen alle den Abbau beeinflussenden Faktoren eindeutig bestimmt sein.

Vorräte dieser Klasse können bei allen Lagerstätten-typen nur durch die Vorrichtung vor dem Abbau der Vorräte geschaffen werden. Bei gewissen Abbau-systemen ist es auch dann nicht oder nur in geringem Ausmaße möglich.

6.2 Zur Klasse A<sub>2</sub> gehören Vorräte, wenn alle Bedingungen des § 5, P. 1b der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ erfüllt sind. Dabei ist für Kupferlagerstätten zu beachten:

6.21 Vorratsblöcke in tektonisch stark beanspruchten Zonen, in der Nähe der Oxydationszone oder von durch Auslaugung im Deckgebirge hydrogeologisch gefährdeten Zonen sowie in den Randgebieten der Fazies können nicht in die Klasse A<sub>2</sub> eingestuft werden.

6.22 Die Berechnung von Vorräten der Klasse A<sub>2</sub> (und A<sub>1</sub>) erfolgt nach Rissen mit einem Maßstab nicht kleiner als 1 : 5000.

6.3 Zur Klasse B gehören Vorräte, wenn alle Bedingungen der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ § 5, P. 1c erfüllt sind.

6.31 Vorräte dieser Klasse werden bei der Erkundung vor allem durch Bohrungen festgestellt. Bei der bergmännischen Erkundung oder den Aus- und Vorrichtungsarbeiten gehören zu dieser Klasse Vorräte, die durch bergmännische Arbeiten (Sohlenstrecken, Bremsberge usw.) mindestens zweiseitig begrenzt werden.

6.32 Für diese Vorratsklasse müssen die Unterlagen eine verlässliche Berechnung des Durchschnittsgehalts für Kupfer, Blei, Zink und Silber ermöglichen; für wertvolle Begleitkomponenten ist diese Zuverlässigkeit nur dann erforderlich, wenn von ihnen die Einstufung der Vorräte in Bilanzvorräte abhängt bzw. der Durchschnittsgehalt des Blockes in der Nähe des industriellen Minimalgehaltes liegt.

6.33 Die Berechnung von Vorräten der Klasse B erfolgt nach Rissen mit einem Maßstab nicht kleiner als 1 : 10000.

6.4 Zur Klasse C<sub>1</sub> gehören Vorräte, wenn sie Punkt 1 d des § 5 der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ entsprechen.

6.41 Es handelt sich hierbei in der Hauptsache um Vorräte, die durch Bohrungen erkundet wurden. Bedingung für die Auswertung von Bohrungen ist dabei

1. daß die Abstände zwischen den Bohrungen die in Tabelle 1 angegebenen Werte im allgemeinen nicht überschreiten;
2. Kerngewinn usw. den Vorschriften entsprechen.



- 6.42 Außerdem können zu dieser Klasse beim Lagerstättentyp I Vorräte gerechnet werden, die im Anschluß an Vorratsblöcke höherer Klassen durch Extrapolation um die Hälfte der für die Klasse B (s. Tabelle 1) gültigen Entfernungen erhalten wurden.
- 6.43 Auf neuerkundeten Lagerstätten, in denen die oberen Horizonte nur durch vereinzelte Auffahrungen erkundet wurden, ist eine Extrapolation um 50 m nach der Tiefe zulässig (bei flacher Lagerung — im Flächen; bei steiler — in der vertikalen Tiefe).
- 6.44 Die Erzsor ten und ihre Verteilung können in den Blöcken dieser Klasse oft nur unter Auswertung der Daten aus benachbarten Vorratsblöcken höherer Klassen in allgemeinen Umrissen angegeben werden.
- 6.45 Wenn die Gehalte aus den verhältnismäßig seltenen Erkundungsarbeiten an der Grenze des industriellen Minimalgehaltes liegen, werden die Gehalte anliegender Blöcke, die geologische Situation u. a. hinzugezogen, um die Eingruppierung der Vorräte (in Bilanz- oder Außerbilanzvorräte) zu entscheiden.
- 6.46 Die Berechnung von Vorräten der Klasse  $C_1$  erfolgt nach Rissen mit einem Maßstab nicht kleiner als 1 : 10 000.
- 6.5 Vorräte gehören dann zur Klasse  $C_2$ , wenn sie Punkt 1 e des § 5 der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ entsprechen.
- 6.51 Es handelt sich somit um Vorräte in Lagerstätten oder Lagerstättenteilen, die auf Grund ihres niedrigen Erforschungsgrades nicht in höhere Klassen eingestuft werden können. Darunter ist zu verstehen:
- 6.511 daß die Entfernungen zwischen den Erkundungsarbeiten die für  $C_1$  vorgesehenen Werte übersteigen;
- 6.512 daß die Eigenschaften des Rohstoffes und seine Verbreitung unzureichend erforscht wurden;

- 6.513 daß die Vorräte auf extrapolierten Flächen liegen, die doppelt so große Ausmaße besitzen wie extrapolierte  $C_1$ -Blöcke. Sie können sich an erkundete Vorräte — auf nicht extrapolierten Flächen — höherer Klassen einschließlich  $C_1$  anschließen.
- 6.52 Die Berechnung von Vorräten der Klasse  $C_2$  erfolgt nach Rissen im Maßstab 1 : 25 000.

## 7. Zur volkswirtschaftlichen Bewertung

- 7.1 Da die Kupferlagerstätten meist durch die geologischen Erkundungsorganisationen nur bis zur Klasse  $A_2$  erkundet werden, weil Vorräte der Klasse  $A_2$  nur bei ungerechtfertigt hohen Ausgaben erreicht werden können, sind Investitionen schon auf Grund der Vorräte in den Klassen B +  $C_1$  möglich.
- 7.2 In solchen Fällen ist die Erforschung der Lagerungsverhältnisse, der Rohstoffqualitäten und der technologischen Eigenschaften in dem Ausmaße notwendig wie es für die Klasse  $A_2$  vorgeschrieben wurde.
- 7.3 Vorräte der Klasse  $C_2$  berechtigen lt. § 6 P. 3 der „Klassifikation der Lagerstättenvorräte fester mineralischer Rohstoffe“ nur zu Aufwendungen für geologische Erkundungsarbeiten. Sie werden jedoch zur Einschätzung der Perspektive einer Lagerstätte bzw. der Rohstoffversorgung eines fördernden Betriebes herangezogen, dienen somit der volkswirtschaftlichen Perspektivplanung.
- 7.4 Diese Instruktion tritt mit sofortiger Wirkung in Kraft.

Berlin, den 5. März 1957

ZENTRALE VORRATSKOMMISSION  
FÜR MINERALISCHE ROHSTOFFE DER DDR  
Der Vorsitzende

# Referate und Buchbesprechungen

TURNÉAURE, F. S.

## Metallogenetic Provinces and Epochs

Fiftieth Anniversary Volume 1905—1955 der Zeitschrift Economic Geology, Teil 1, S. 38—98. Lancaster, Penna, 1955

Der Verfasser geht von dem Gedanken aus, daß sich in einer Beschreibung repräsentativer Erzprovinzen die gegenwärtigen Tendenzen in der Deutung der Erzlagerstätten gut darstellen lassen und dabei viele wichtige Probleme der Erzbildung behandelt werden können.

Es ist eine alte geologische Erkenntnis, daß manche Gebiete der Erde durch Konzentrationen gewisser Metalle oder gewisser Gruppen verwandter Metalle ausgezeichnet sind. Man hat diese besonderen Gebiete *Erzprovinzen* genannt. Aber nicht nur im Raum, sondern auch in der Zeit sind deutliche Maxima der Erzbildung festzustellen. Man erkannte, daß in gewissen Zeiten die Erzbildung besonders in Erscheinung trat, in den *metallogenetischen Epochen*.

Der Ausdruck *metallogenetische Provinz* oder *Erzprovinz* wird vom Verf. im weiten Sinne gebraucht. Er umschließt stark mineralisierte Gebiete oder solche, die besondere Lagerstättentypen oder Gruppen von Lagerstätten mit ähnlicher Entstehung enthalten. Die Größe der Provinzen kann zwischen der Ausdehnung eines Grubendistrikts und einem Gebiet von mehreren hundert Meilen Erstreckung schwanken. Bei der Besprechung der einzelnen typischen Erzprovinzen werden diese nach großen geologisch-tektonischen Einheiten zusammengefaßt, wie etwa die präkambrischen Schilde, die Tafelländer und die Gebirgszüge.

Der Verfasser bringt eine Auswahl von Erzprovinzen aus Nord- und Südamerika, Afrika und Australien. Dementsprechend enthält auch das 286 Arbeiten aufzählende Literaturverzeichnis nur wenige europäische Werke, die sich allgemein mit dem Problem der Erzprovinzen befassen.

Im einzelnen werden nach kurzer Beschreibung der größeren geologisch-tektonischen Einheiten behandelt:

## Nordamerika

### Präkambrischer Schild

Kirkland Lake-Cadillac-Erzprovinz

mit Gold-Quarzgängen und kupfer-, gold- und zinkführenden Kieslagern.

Porcupine-Goldprovinz  
mit Gold-Quarzgängen und goldführenden Quarz- und Ankerit-Gängen.

Keweenaw-Kupfer-Nickel-Silber-Provinz  
mit den Kupfer-Nickel-Magnetkieslagerstätten von Sudbury, den Silber-Nickel-Kobalt-Lagerstätten von Cobalt und den Kupfer-Nickel-Silber-Lagerstätten von Keweenaw Point.

Eisenerzprovinz des Oberen Sees  
mit den Marquette-, Menominee-, Gogebic- und Mesabi-Distrikten.

## Zentrales Tafelland

Mississippi-Tal-Erzprovinz  
mit dem Tri-State-Blei-Zink-Distrikt, dem SO-Missouri-Blei-Gürtel, den Blei-Zink-Vorkommen von Arkansas und Wisconsin-Illinois, den Flußspatgängen von Illinois-Kentucky und den Barytvorkommen von Zentral-Missouri.

## Appalachisches System

Buntmetall-Provinz der nördlichen Appalachen  
Gold-Wolfram-Kupfer-Provinz der südlichen Appalachen mit Gold-Quarzgängen, Wolfram- und Kupfererzvorkommen.

Blei-Zink-Provinz der südlichen Appalachen mit den Vorkommen vor allem von Mascot, Tennessee und Austinville, Virginia.

Triassische Kupfer-Eisen-Provinz  
mit kupferführenden kontaktmetasomatischen Eisenerzen und Kupfersulfidlagerstätten.

## Pazifischer Gürtel

Küstengebirgs-Erzprovinz  
um den Küstengebirgs-Batholithen herum mit Gold-Quarzgängen, silberreichen Bleierzlagerstätten, kontaktmetasomatischen Kupfer- und Eisenerzlagerstätten.

Grenz-Erzprovinz  
mit Edelmetall- und Buntmetall-Lagerstätten.



**Sierra Nevada-Erzprovinz**

in der weiteren Umgebung des Sierra-Nevada-Batholithen. Sie gehört mit den mesothermalen Gold-Quarzgängen des Mother Lode, Grass Valley und Alleghany zu den wichtigsten Goldprovinzen der Welt. Ferner Kupfer- und Zink- sowie Scheelitvorkommen.

**Rocky Mountains (Felsengebirgs)-Gürtel****Idaho-Erzprovinz**

mit Edelmetall- und Buntmetall-Lagerstätten, ferner Uranerzvorkommen.

**Boulder-Erzprovinz,**

vor allem mit den Kupfer-Zink-Mangan-Lagerstätten von Butte.

**Nord-Utah-Erzprovinz,**

vor allem mit dem Kupfer-Distrikt von Bingham, den Blei-Silber-Gängen von Park City und den goldführenden Kupfer- sowie Silber-Blei-Zink-Verdrängungslagerstätten von Tintic.

**Kupfer-Provinz von Arizona und Neumexiko**

mit den großen Kupfervorkommen von Bagdad, Miami, Ray, San Manuel, Morenci und Bisbee.

**Leadville-Boulder County-Erzprovinz**

mit der Molybdänglanz-Wolframit-Zinnstein-Vererzung von Climax in einem präkambrischen Granit und mit Gold-Quarzgängen und Blei-Zink-Silber-Verdrängungslagerstätten.

**San Juan-Erzprovinz**

mit jungen Edelmetall- und Buntmetall-Gängen, vor allem bei Telluride, Camp Bird, Eureka und Silverton.

**Colorado-Plateau-Erzprovinz**

mit Carnotit- und Uraninitlagerstätten.

Silber-Gold-Provinz des Great Basin und Range-Gebiets mit einer charakteristischen jungen Silber-Gold-Vererzung.

**Südamerika****Präkambriker Schild****Eisenerz-Provinz von Venezuela**

mit den bedeutenden Eisenerzvorkommen von El Pao und Cerro Bolivar.

**Eisen-Mangan-Provinz von Minas Geraes.****Anden-Ketten****Chilenische Kupfer-Provinz,**

vor allem mit den Kupfervorkommen von Chuquibambilla, Potrerillos und Braden.

**Zentral-Peruanische Erzprovinz,**

vor allem mit den Kupfer-Arsen- und Blei-Zink-Silberlagerstätten von Cerro de Pasco, Morococha und Casapalca.

**Bolivianische Zinn-Silber-Provinz**

mit einer komplexen Vererzung mit Zinn, Wolfram, Wismut, Silber, Gold, Blei, Zink, Antimon, vor allem in den Vorkommen von Llallagua, Huanuni, Colquiri, Pulacayo, Oruro, Potosi und Chocaya.

**Afrika****Präkambriker Schild****Gold-Zinn-Provinz von Südrhodesien**

mit Gold-Quarzgängen und Zinn-Tantal-Pegmatiten.

**Zinn-Provinz des Belgischen Kongo**

mit Zinnstein, Wolframit und Niobotantalate führenden Pegmatiten, Quarzgängen und Greisen.

**Gold-Uran-Provinz von Südafrika**

mit dem bemerkenswerten Vorkommen vom Witwatersrand bis zum Oranje-Freistaat.

**Bushveld-Erzprovinz**

mit Vorkommen von Platin, Chromit, titanhaltigem Magnetit, Zinn, Wolfram, Gold und Flußpat.

**Chrom-Provinz von Südrhodesien**

mit den Chromitlagerstätten des Great Dyke und bei Selukwe.

**Kupfer-Gürtel von Nordrhodesien-Katanga**

mit den bedeutenden Kupfer-Kobaltvorkommen von Nordrhodesien und Katanga, den Uran-Kobalt-Kupfer-Gängen von Chingolobwe und dem Kupfer-Zinkerzgang von Kipushi.

**Paläozoische und jüngere Vererzungen**

mit telethermalen Vererzungen von Bruchzonen und lagerartigen Verdrängungslagerstätten in Kalken.

**Australien****Präkambriker Schild****Westaustralische Goldprovinz**

mit den Gold-Quarzgängen und Verdrängungslagerstätten von Kalgoorlie, Colongardie, Murchison fields, Yilgarn field und Pilbara field, ferner mit Zinnerzgängen sowie Pegmatiten mit Zinnerz und Tantalit und unbedeutenden Kupfererzlagerstätten.

**Zentralaustralische Buntmetallprovinz**

mit den Blei-Zink-Silber-Lagerstätten von Broken Hill, Neusüdwales und Mount Isa, Queensland, Gold-Quarzgängen und Kupfervorkommen in Südastralien.

**Paläozoische und mesozoische Vererzungen****Erzprovinz des paläozoischen Gebirgsgürtels**

mit den Gold-Quarzgängen der „saddle reefs“ von Bendigo, zahlreichen Goldgängen in Victoria, den Kupfersulfid-Verdrängungslagerstätten von Cobarr, Neusüdwales und Zinn- und Blei-Silber-Vorkommen, ferner den Gold-Quarzgängen von Charters Towers in Nordqueensland sowie den Zinn- und Buntmetall-Vorkommen von Herberton field, schließlich den tasmanischen Kieslagern des Mount Lyell, den komplexen Zinn-Silber-Buntmetall-Lagerstätten des Zeehan-Heemskirk field und den Scheelitvorkommen von King Island.

**Erzprovinz des permo-triassischen Gebirgsgürtels**

mit den Zinn-Kupfer-Buntmetall-Lagerstätten von New England, Neusüdwales, den Gold-Quarzgängen von Gympie, Queensland und den Gold-Kupfer-Gängen von Mount Morgan, Nordqueensland, ferner den eigenartigen Pipes mit Molybdänglanz, Wolframit, Zinnstein und Sulfiden.

**Erzprovinz des Oberkreide-Gebirgsgürtels**

mit unbedeutenden Lagerstätten von Gold, Quecksilber und Wismut.

Es wäre sehr vorteilhaft gewesen, wenn der Verf. die aufgeführten Erzprovinzen in Übersichtskärtchen für die größeren geologischen Einheiten dargestellt hätte.

Im Anschluß an die Besprechung der einzelnen repräsentativen Erzprovinzen versucht der Verf. allgemeine Erscheinungen herauszustellen. Er beginnt seine theoretischen Betrachtungen mit dem Metallgehalt der Erdkruste. Aus der Ähnlichkeit einiger Erzprovinzen in den Metallkombinationen leitet er eine gewisse Gesetzmäßigkeit in der Verteilung der Metalle und in den Prozessen der Metallkonzentration ab. Er weist auf die Ähnlichkeit der Gold-Quarzgänge des Porcupine-Distrikts mit denen von Südrhodesien und Westaustralien hin, ferner der Kombination von Gold- und massigen Sulfidlagerstätten im Bereich des Küstengebirgs-Batholithen mit denen der Sierra Nevada und der Larder Lake-Cadillac-Erzprovinz und schließlich der Blei-Zink-Lagerstätten des Mississippi mit denen des Großen Sklavensees und von Nordafrika. Hinweise auf das Auftreten ähnlicher Metallisation in verschiedenen erdgeschichtlichen Phasen werden gegeben.

Andererseits muß man aus den Verhältnissen in einigen Erzprovinzen auf bedeutende Unterschiede in der Zusammensetzung einzelner Abschnitte der Erdkruste schließen. Die meisten Erzprovinzen zeigen jedoch Verschiedenheiten, die eher auf unterschiedliche Prozesse der Metallkonzentration und Einflüsse der verschiedenen geologischen Umgebung schließen lassen.

Danach werden die Beziehungen zu Prozessen der Erzkonzentration untersucht. Es werden magmatische und hydrothermale Prozesse, Sedimentationsprozesse, Metamorphose und Lateralsekretion sowie Granitisation unterschieden.

Ferner wird der Einfluß der tektonischen Erscheinungen auf die Ausbildung von Erzprovinzen aufgezeigt. Diese Untersuchungen werden nach den 3 tektonischen Einheiten der alten Schilde, der Faltengebirge und der Tafelländer gegliedert.

In einem abschließenden Kapitel befaßt sich der Verfasser mit den zeitlichen Abschnitten der Mineralisation und den Zeiten der Erzbildung. Ganz zweifellos gibt es verschiedene Zeitabschnitte der Mineralisation, die manchmal auch zeitlich weit auseinander liegen. Neben den Erscheinungen der Rejuvenation wird auch SCHNEIDERHÖHNS Theorie der Regeneration erwähnt.

Der Verf. hält an dem Grundgesetz der metallogenetischen Epochen fest, wonach gewisse Zeiträume der Erdgeschichte als Zeiten der Erzbildung erkannt werden. Die meisten Beobachtungen sprechen dafür, daß diese Zeiträume relativ lang sind und nicht scharf begrenzt werden können.



Zusammenfassend ist festzustellen, daß der Verfasser sehr viel Material zusammengetragen hat, um sich mit einigen Problemen der Erzbildung auseinanderzusetzen. Es zeigt sich jedoch sehr deutlich, daß es heute eine langjährige Aufgabe darstellt, die sich dabei ergebende Vielfalt der Erscheinungen mit der erforderlichen Gründlichkeit zu bearbeiten. In dem für den Aufsatz gegebenen Rahmen konnte sich der Verf. nur sehr allgemein zu den einzelnen Problemen äußern. Er hat im großen und ganzen die sich vielfach widersprechenden Auffassungen der einzelnen Bearbeiter dargestellt, ohne seine eigene Meinung dazu zu äußern. Ganz zweifellos hätte sich vielleicht dadurch der eine oder andere Gesichtspunkt besser herausarbeiten und die Erscheinungen einheitlicher deuten lassen. Dazu wäre jedoch vielfach nötig gewesen, die geologischen Grundlagen in den entscheidenden Punkten sehr eingehend durchzuarbeiten, um einwandfreie Vergleiche zu ziehen und zeitliche Einordnungen sichern zu können.

Die Bedeutung zusammenfassender Arbeiten in geologisch besonders gut bekannten Gebieten braucht nicht unterstrichen zu werden. Wenn es gelingt, die engen Beziehungen zwischen geologischem Aufbau, Tektonik, Magmatismus und Metallogenese in einigen Fällen klar herauszuarbeiten, werden sich zweifellos neue geologische, geophysikalische, geochemische, tektonische und lagerstättengenetische Erkenntnisse ergeben. Leider lassen sich in vielen Gebieten die Zusammenhänge noch nicht genügend genau übersehen. Immerhin regt ein Aufsatz wie der hier referierte dazu an, auch in anderen Gebieten die lagerstättengenetischen Beziehungen zu untersuchen, wie dies in den europäischen Gebieten auch schon wiederholt mit gutem Erfolg geschehen ist.

H. REH

PARK, CHARLES F. jr.

### The zonal theory of ore deposits

Fiftieth Anniversary Volume 1905–1955 der Zeitschrift „Economic Geology“. Lancaster. Penna. 1955, S. 226–248

Die Arbeit stellt die Entwicklung der Zonar-Theorie für Erzlagerstätten dar, von ihrer Veröffentlichung bis zum heutigen Tag. An der Tatsache des zonaren Baus vieler Lagerstätten ist nicht zu zweifeln, wenn auch die Gründe dafür und für die Erscheinung, daß manche Lagerstätten in einzelnen Revieren zonar struiert sind, während in anderen Revieren ein derartiger Bau nicht zu erkennen ist, auch heute noch nicht restlos klar sind.

Der Ausdruck „zonar“ wird in der Geologie in dreidimensionalem Sinne verstanden, sagt jedoch nichts über die Größenordnung aus. Man spricht bei mikroskopischer Betrachtung vom zonaren Bau eines Minerals, ebenso kann ein Achat zonar struiert sein oder in einer Grube oder einem Lagerstättenbezirk kann ein zonarer Bau der Lagerstätte festgestellt werden. Es kann sich aber auch in einer großen Lagerstättenprovinz eine zonare Anordnung verschiedener Lagerstättentypen ergeben.

Darüber hinaus hat der Ausdruck „Zone“ eine weitverbreitete Anwendung gefunden. Aus der Vielfalt der Zonen seien nur als naheliegende Beispiele genannt: meso- und epithermale Zonen, die verschiedenen Zonen der Metamorphose, faunistische Zonen, Oxydationszonen und andere. Der Ausdruck Zone ist in der geologischen Literatur so häufig angewandt, daß er begrifflich unklar geworden ist und von verschiedenen Bearbeitern auch verschieden verstanden wird. Leider ist auch in der Literatur der Zonar-Theorie der Begriff „Zone“ nicht immer so klar, wie es erwünscht wäre.

Die Zonar-Theorie für Erzlagerstätten wurde wahrscheinlich zuerst 1907 von J. E. SPURR formuliert und in ihrer allgemeinen Bedeutung erkannt, obwohl vor ihm auch andere Geologen schon gewisse gesetzmäßige Änderungen in der Zusammensetzung der Lagerstätten beobachtet hatten. Wenn der Verf. auf zwei frühe Bearbeiter der Lagerstätten von Cornwall und auf DE LAUHAY, COLLINS und WALLER hinweist, so wird diese Aufzählung zweifellos nicht vollständig sein.

Die eingehendste Beschreibung der Zonar-Theorie gab W. H. EMMONS 1924–1936. Er stellte u. a. fest: „Bei der Ausfällung aus einer Lösung, die mehrere Salze gelöst enthält, werden die schwerstlöslichen zuerst abgeschieden. Aufsteigende heiße mineralisierte Lösungen werden beim Erreichen kühlerer Zonen Minerale in umgekehrter Reihenfolge ihrer Löslichkeit absetzen. Die grundlegenden Unter-

schiede ergeben sich aus den herrschenden physikalischen Bedingungen, vor allem Temperatur und Druck. Die Mineral-Paragenesen, die in verschiedenen Tiefen abgeschieden werden, sind für diese charakteristisch. Die Temperaturen nehmen von dem Pluton in Richtung nach der Oberfläche ab. Der zonare Bau ist am deutlichsten in und um die Kuppeln von Batholithen sowie in der näheren und weiteren Umgebung von verborgenen Batholithen zu erkennen.“

W. H. EMMONS war einer der eifrigsten Verfechter der Zonar-Theorie und stellte in seinem „reconstructed vein system“ (Tabelle 1) eine Art schematische Ausscheidungsfolge für die wichtigsten Erze und Gangarten auf. Er war sich bewußt, daß die Gangbildungen im allgemeinen nicht alle Phasen seines theoretischen Ganges durchlaufen, lieferte aber damit die Basis für weitere fruchtbare Diskussionen.

Tabelle 1. „Reconstructed vein system“

Von der Erdoberfläche nach der Tiefe zu:

1. *Taube Zone*: Chalcedon; Quarz, Baryt, Fluorit; manchmal mit etwas Quecksilber, Antimon oder Arsen.
2. *Quecksilber*: Zinnoberlagerstätten, gewöhnlich mit Chalcedon, Markasit, Baryt-Fluorit-Gänge.
3. *Antimon*: Antimonlagerstätten, vielfach nach der Tiefe zu in Bleiglanz mit Antimoniaten übergehend. Etwas Gold führend.
4. *Gold-Silber*: Bonanza-Gold- und Gold-Silber-Lagerstätten. Silberglanz mit Arsen- und Antimonverbindungen verbreitet. Telluride und Selenide. Verhältnismäßig geringe Mengen von Bleiglanz, Zinkblende und Kupferkies. Quarz, Adular, Alunit, Calcit, Rhodochrosit und andere Carbonate.
5. *Taube Zone*: Wurzelzone vieler tertiärer Edelmetallgänge. Quarz, Carbonate mit geringen Mengen von Pyrit, Kupferkies, Zinkblende und Bleiglanz.
6. *Silber*: Silberglanz-Gänge. Komplexe Silbererze mit Antimon und Arsen, Antimonglanz, Arsenkies. Quarz als Gangart, stellenweise mit Eisenspat.
7. *Blei*: Bleiglanz-Gänge, gewöhnlich mit Silber. Zinkblende meist vorhanden, nach der Tiefe zunehmend; etwas Kupferkies, Quarz und Carbonate.
8. *Zink*: Zinkblende-Lagerstätten. Bleiglanz und etwas Kupferkies gewöhnlich zugegen. Quarz als Gangart. In einigen Vorkommen Carbonate von Calcium, Eisen und Mangan.
9. *Kupfer*: Fahlerz, gewöhnlich silberführend; Kupferkies vorhanden. tritt in der Tiefe fast ausschließlich auf. Enargit-Gänge, gewöhnlich mit Fahlerz.
10. *Kupfer*: Kupferkies-Gänge, meistens mit Pyrit, vielfach mit Magnetkies. Gangart: Quarz, stellenweise Carbonate und Feldspat, manchmal Orthoklas und Na-Plagioklas. Gewöhnlich Edelmetallführung.
11. *Gold*: Lagerstätten mit Pyrit (gewöhnlich Arsenkies), Quarz und Carbonate, manchmal auch Feldspat. Turmalin. Telluride nicht selten und stellenweise häufig. Örtlich sind die Zonen 10 und 11 vertauscht.
12. *Arsen*: Arsenkies mit Kupferkies.
13. *Wismut*: Wismutglanz; Gediogen Wismut. Quarz. Pyrit.
14. *Wolfram*: Gänge mit Wolframeren. Arsenkies, Magnetkies, Pyrit, Kupferkies. Wolframerze können auch in höheren Zonen in ziemlichen Mengen auftreten. Aber dieser ist der Haupthorizont.
15. *Zinn*: Zinnstein mit Quarz, Turmalin, Topas, Feldspat.
16. *Taube Zone*: Quarz, Feldspat, Pyrit Carbonate und geringe Mengen anderer Minerale.

Einige Schwächen der Zonar-Theorie wurden von EMMONS erkannt. Unregelmäßigkeiten in einigen Lagerstättenbezirken suchte er durch folgende Ursachen zu erklären:

1. Überschneidungen infolge zweier oder mehrerer magmatischer Zentren.
2. Zurückweichen oder Aufstieg der magmatischen Zentren während einer Erzbildungsperiode.
3. Erzabscheidung in einem Gebiet in verschiedenen Erzbildungsperioden.
4. Andere noch unbekannte Ursachen.

SPURR bezeichnete Abweichungen von der Zonar-Theorie als „Dumping“ oder „Telescoping“ und erklärte sie durch die Ausscheidung der flüchtigen Bestandteile, wodurch die Löslichkeitsverhältnisse der in den Lösungen enthaltenen Mineralsubstanzen geändert wurden.

In neuerer Zeit hat H. BORCHERT einen sehr brauchbaren Vorschlag für die Erklärung des „Telescoping“ in Erzlagerstätten unterbreitet. Er unterscheidet einen subvulkanischen, einen plutonischen und einen abyssischen Bereich der Paragenesen. Dabei reicht der subvulkanische Bereich bis zu 5 km Tiefe, darauf folgt bis 15 km Tiefe der plutonische und darunter der abyssische Bereich. Bei sehr tief liegenden Magmenherden werden sich große Abstände der einzelnen Bildungsbereiche ergeben, während bei oberflächennah gelegenen Herden sehr steile Druck- und Temperaturgefälle zu erwarten sind. Das „Telescoping“ spielt im subvulkanischen Bereich die größte Rolle, nimmt dann nach den anderen Bereichen hin ab.

Die bei BORCHERT zum Ausdruck kommende Beziehung zwischen den paragenetischen Abfolgen und der zonaren Gliederung, wie sie besonders in dem „reconstructed vein system“ von EMMONS aufgestellt wurde, läßt sich auch zu den von W. LINDGREN, von A. B. EDWARDS und anderen erkannten paragenetischen Abfolgen feststellen.



Trotz verschiedentlich geübter Kritik an der Zonar-Theorie besteht diese doch nunmehr 50 Jahre. Die zunehmende Zahl der Arbeiten, in denen zonare Anordnung und Aufbau von Lagerstätten beschrieben werden, deutet auf eine gute Fundierung der Zonar-Theorie in den Feldbeobachtungen hin.

Aus der großen Anzahl der Beschreibungen hat der Verf. einige angeführt, die sich durch besonders peinliche Beobachtung und gut durchdachte Erklärungen auszeichnen.

Die Beschreibung einer zonaren Anordnung der Lagerstätten im *Zeehan-Distrikt* in Tasmanien von WALLER (1904) gehört mit zu den ersten Arbeiten, die eine derartige Erscheinung feststellen. Seine Beobachtungen wurden 1910 von TWELVETRES und WARD, 1951 von EDWARDS bestätigt und ergänzt. In 40jähriger Arbeit wurde der Lagerstättenbezirk von *Butte* untersucht. Die zonare Verteilung der Lagerstätten wurde zuerst von SALES 1913 erkannt und 1936 von HART bestätigt. 1948/49 veröffentlichten SALES und MEYER die Ergebnisse ihrer eingehenden Untersuchungen, in denen erneut der zonare Aufbau dieses bedeutenden Lagerstättenbezirks zum Ausdruck kommt. Weitere Beispiele sind das Lagerstättengebiet von *Cornwall-Devon* in England, das vor allem von DEWEY 1925 beschrieben wurde, und die *Gediegen Kupferlagerstätten von Michigan*, denen BRODERICK 1929–1946 ausgedehnte Untersuchungen gewidmet hat.

Schließlich befaßt sich der Verf. noch mit zonarer Verteilung von Lagerstätten in regionalem Maßstab, wobei er auf Arbeiten von BERG, SVITALSKY, AHNERT, PARDEE und PARK sowie LINDGREN hinweist. Auch auf zonare Anordnung in Verbindung mit metamorphen Prozessen und mit Sedimentationsvorgängen geht er ein.

Zusammenfassend wird auf die nahe Verbindung hingewiesen, die zwischen dem Prinzip der genetischen Klassifikation von LINDGREN und der Zonar-Theorie besteht. Die drei Erscheinungen, die temperaturabhängigen Tiefenstufen, der zonare Aufbau und die Paragenesen, sind von den gleichen chemisch-physikalischen Faktoren abhängig und sollten nur gemeinsam behandelt werden. Zweifellos werden solche umfassende Studien zu einem besseren Verständnis der Entstehung und Platznahme der Lagerstätten beitragen und damit einer systematischen Aufsuchung der Lagerstätten dienen.

H. REH

KRAUSKOPF, K. B.

#### Sedimentary deposits of rare metals

Fiftieth Anniversary Volume 1905–1955, Zeitschrift Economic Geology, Teil I, S. 411–463. Lancaster, Penna, 1955

Man kann heute schon mit gewisser Sicherheit sagen, daß die Erzgewinnung aus Ganglagerstätten von Jahrzehnt zu Jahrzehnt zugunsten des Abbaues von sedimentären Lagerstätten zurückgehen wird. Für einen großen Teil der sedimentären Lagerstätten kann man dabei sedimentär gleich sekundär setzen. Der Vorteil meist hoher Metallkonzentration bei magmatischen Lagerstätten (mit entsprechend relativ geringen Erzmengen) wird bei den sedimentären kompensiert durch den Vorteil der oft enormen Erzvorräte und häufig der leichten Gewinnbarkeit (bei meist relativ geringen Metallgehalten). Bedingt wird dieser Prozeß einfach durch den weitgehenden Abbau der hochkonzentrierten primären Lagerstätten.

Liegt ein Element in seiner primären Lagerstätte in einer Verbindung vor, die bei deren Verwitterung und Abtragung stabil bleibt, so werden wir es möglicherweise in Seifenlagerstätten gegenüber seiner Umgebung angereichert wiederfinden. Stehen bei einem Element keine primären Lagerstätten zur Verfügung oder ist deren Lagerstätteninhalt löslich, wird man unter den Sedimenten solche untersuchen und herausuchen müssen, die für eine neue relative Konzentrierung dieses Elements günstig erscheinen. Diese eventuelle Anreicherung auf sekundären Lagerstätten wird nach einem mehr oder weniger langen Transport von den dem Element eigenen physikochemischen Eigenschaften und den faziellen des Sedimentationsraumes abhängen. Diesen geochemischen Grundgesetzen entsprechend gliedert der Verfasser seine Arbeit wie folgt:

#### 1. Verteilung der seltenen Metalle in Sedimentgesteinen

- a) gewöhnliche Sedimentgesteine,
- b) Sedimente, in denen seltene Metalle angereichert sind.

2. Ablagerungsprozesse der seltenen Elemente in Sedimenten:
  - a) Mechanische Anreicherung,
  - b) Ausfällung,
  - c) Adsorption,
  - d) Organische Prozesse.

#### 3. Geologische Medien, die für eine Anreicherung seltener Metalle günstig sind.

Die Arbeit ist ein Sammelreferat aller bisher zu diesem Thema erschienenen Veröffentlichungen. Unter „seltene Metalle“ werden alle die verstanden, deren Clarkezahlen unter 0,1% liegen. „Gesteinsbildende“ und radioaktive Elemente werden (mit Ausnahmen) nicht in die Beschreibung einbezogen. Gewissermaßen als Anhang und Auswertung der vorhergehenden Abschnitte mit ihren Datensammlungen wird die Arbeit durch die zwei folgenden Kapitel abgeschlossen:

- Vorschläge für die Prospektion (auf seltene Elemente),
- Vorschläge für weitere Untersuchungen (auf seltene Elemente).

#### Sedimente, in denen seltene Metalle angereichert sind

Bei den Kohlen wird besonders auf die hier auffällige Germaniumanreicherung hingewiesen. Um Mißverständnissen über den Anreicherungs Vorgang vorzubeugen, erscheint es wünschenswert, hier nochmals darauf hinzuweisen, daß die wirtschaftlich verwertbare Ge-Konzentrierung hauptsächlich erst durch den Veraschungsvorgang erfolgt. Dies gilt auch weitgehend für seltene Elemente in Erdöl und Asphalt. Der in der englischsprachigen Literatur übliche Begriff „black shale“ erlaubt leider nicht die bei uns als so wichtig erkannte direkte Unterscheidung zwischen Sapropeliten und Gytjen, so daß manche Widersprüche bei den geochemischen Anreicherungstendenzen hier ihre Ursache haben. Wir möchten vorschlagen, den Begriff „black shale“ auf die „echten“ Faulschlammgesteine zu beschränken. Als einziges Element, das sich ständig in dieser Fazies anreichert, wird Vanadium genannt, lokal zusätzlich die Elemente Pb, Zn und Cr. Die gleiche Feststellung betr. Vanadin wird für Erdöl gemacht und gleichzeitig festgestellt, daß die organische Materie der „black shales“ dem Erdöl und Asphalt nähersteht als den eigentlichen „humitischen“ Kohlen. Nur kurz wird leider auf die kohleartigen Substanzen vom Typ „Schungit“, „Anthraxolith“ und „Thucholith“ eingegangen, wobei letzteres „Mineral“ durch seinen Reichtum besonders an Uran immer mehr an Bedeutung gewinnt. Die Anreicherung vieler seltener Elemente in Phosphaten ist gleichfalls auf die Anwesenheit organischer Materie zurückzuführen, nur Sr, Seltene Erden und vielleicht Pb und As finden sich auch in kohlenstofffreien Phosphaten. Bei oxydischen Sedimenten wird die stets vorhandene Anreicherung von Co, Mo und Ba in Manganoxiden besonders hervorgehoben.

Als für Metallanreicherungen günstige geologische Sedimentationsräume werden angesehen:

1. Kohlensämpfe (Ge, Mo, As, Sb, Bi),
2. klastische marine Flachwassersedimente mit organischer Substanz (Erdölmuttergesteine; Mo, V, Ni, As),
3. „Black-shale“: Marine Sedimente in stagnierendem Wasser; langsame Sedimentation über lange Zeiträume und ständige Einbettung von teilweise zersetzten organischen Substanzen, z. T. Phosphorite (Mo, Ag, V, Zn, As),
4. „Red bed“: semiaride Ablagerungsgebiete (Cu, Ag, V, Cr, Mo, Se),
5. Bauxit (Mo, Be, Ga),
6. Eisenoxyde (Ni, Sc, V, As),
7. Manganoxyde (Ba, Mo, Co, Ni).

Diese aufgeführten Sedimente sammeln und reichern bestimmte Elemente an ohne Rücksicht auf lokal vorhandene oder fehlende Liefergebiete, allein auf Grund der ihnen eigenen faziellen oder substanzialen Eigenarten. Sie unterscheiden sich dadurch grundsätzlich beispielsweise von den oft wirtschaftlich wichtigen Seifenlagerstätten, die normalerweise eine primäre Lagerstätte als Erzlieferant benötigen.

#### Theorie der Anreicherungs Vorgänge

Eingehend werden die vorhandenen theoretischen Grundlagen für sedimentäre Anreicherungs Vorgänge behandelt. Es wird allerdings deutlich gesagt, daß unsere Kenntnisse auf diesem Gebiet äußerst gering sind, besonders auf dem Gebiet der Adsorptionsprozesse und der metallorganischen Verbindungen.



Hinsichtlich der Seifenlagerstätten wird nur auf die auch heute noch grundlegenden Arbeiten von LINDGREN (1933) und JENKINS (1935) hingewiesen.

Sehr ausführlich und für jeden Interessenten lesenswert ist der Abschnitt über den Vorgang der chemischen Fällung. Die hier wichtigen Begriffe „Ionenpotential“, „pH-Wert“, „Redox-Potential“ werden erläutert und die Löslichkeitsverhältnisse und Stabilitätsbereiche in mehreren Diagrammen und Tabellen nach Arbeiten von LATIMER, MASON, BLUMER und GARRELS dargestellt.

Im Abschnitt „Adsorption“ werden ausführlich besonders die Verhältnisse bei Tonen sowie karbonatischen und sulfatischen Fällungsgesteinen beschrieben. Über die uns wichtig erscheinenden Adsorptionseigenschaften organischer Kolloide sind leider wenig exakte Daten bekannt.

Obwohl die organische Materie die größten Elementanreicherungen im Sediment hervorruft, ist Eindeutiges über die Art der Mitwirkung der organischen Materie beim Anreicherungs Vorgang nicht zu sagen. Jedoch dürften der primäre Einbau von seltenen Elementen im Körper der Lebewesen und spätere Adsorption an die kohlige Substanz die Hauptfaktoren sein. Die Bindung an organometallische Komplexe (Chelat-Komplexe wie Chlorophyll, Hämoglobin, Porphyrin usw.) schien lange Zeit ein Ausweg zu sein, doch haben die Untersuchungen von BLUMER (1950) diesen Vorstellungen gewisse Grenzen gesetzt. Die von RATYNSKI (1954) zitierte Feststellung, daß Vitrit die geringste Adsorptionskraft aller Kohleminerale habe, gilt sicher nur für das heute in der Steinkohle und im Anthrazit in fester Form und hochpolymerisiert vorliegende Mineral. In statu nascendi als Gelkörper ist er dagegen sehr adsorptionsfähig.

#### Vorschläge für die Prospektion

Hier werden für jedes Element die hoffigsten Sedimente aufgezählt. Eine Auswahl sei in Stichworten wiedergegeben:

*Be, Ge und Ga* in Kohle (bzw. Kohlenasche)

*Ga* in Bauxit,

*Sc, Y und Seltene Erden* in Monazit, Asphalt und Phosphorit. Die Gewinnung dieser Elemente und anderer (V, Mo, Ni, Ag) aus Phosphoriten hat den Vorteil, daß sie als Nebenprodukt bei der Verarbeitung zu Düngemitteln erfolgen kann.

*Zr und Hf* in Zirkon;

*V* in Erdöl- und Asphalteschen, Faulschlammgesteinen, Phosphaten. Die Anreicherung in einigen Brauneisenerzen scheint nach Ansicht des Ref. nicht nur von „theoretischem Interesse“. Außerdem wird bei uns *V* schon im industriellen Maßstab aus Bauxiten gewonnen.

*Nb* in Bauxit und Phosphorit,

*Mo* neben *Co, Ni, Mo, Zn* in oxydischen Manganerzen. Vermisst wird das hier häufig und oft stark angereicherte Blei (z. B. Luisenthal in Thüringen und Imini in Marokko).

*Re*. Die Feststellung, daß Rhenium in Sedimenten ebenso wenig bekannt sei wie Wolfram, erstaunt insofern, als die Hauptmenge der Welförderung dieses Metalls aus dem Mansfelder Kupferschiefer stammt.

#### Vorschläge für weitere Untersuchungen

Es wird festgestellt, daß Gehaltsangaben der Elemente Cd, Cs, Hf, Nb, Pt-Metalle, Re, Ta, Te und W in Sedimenten praktisch vollständig fehlen und für die Elemente Au, Bi, Ge, In, Li, Rb, Seltene Erden, Sb, Sc, Sn, Tl und Zr sehr unvollständig sind. Weiter fehlen genügend exakte Daten über Löslichkeit und Adsorptionsmöglichkeit von seltenen Metallen. Es wird eindringlich auf die Schwierigkeit in der Nachahmung geologischer und geochemischer Prozesse im Laboratoriumsmaßstab hingewiesen, aber auch gezeigt, daß in einigen Fällen gute Erfolge erzielt wurden. Die Nachahmung von Faulschlammverhältnissen im Labor dürfte schwierig, aber möglich sein. Eine großräumige und systematische analytische Arbeit ist an den Sedimenten noch notwendig. Vor allem müssen die feinkörnigen Varietäten noch besser in ihrer mineralogischen Zusammensetzung charakterisiert werden, wobei der organischen Substanz bevorzugt Aufmerksamkeit geschenkt werden sollte.

**Zusammenfassung:** Es ist natürlich schwierig, Arbeiten zu referieren, die selbst schon eine Zusammenfassung darstellen. So kann auch dieses Referat nur eine kleine Auswahl von den dem Ref. nennenswert erscheinenden Tatsachen sein. Der Verfasser hat, was man leider nicht allen amerikanischen Autoren geologischer Themen bestätigen kann, fast vollständig die wichtigste Weltliteratur für seine Arbeit aus-

gewertet und ein gutes Bild unseres augenblicklichen Standes der Kenntnis seltener Elemente in Sedimenten gezeichnet. Daß dies bei den so verschiedenartigen und z. T. weitgehenden unbekannten Anreicherungsbahnen nicht leicht ist, weiß jeder Fachmann. An sich ist die Arbeit schon wegen ihrer 219 Literaturzitate, die natürlich auch schon eine Auswahl darstellen, ein wertvoller Wegweiser. Allen Lagerstättenkundlern sei die Arbeit empfohlen, den Geochemikern besonders die Lektüre der theoretischen Abschnitte.

H. J. RÖSLER

SMITH, W. C.

#### A Review of some Problems of African Carbonatites

Quarterly Journal of the Geological Society of London Vol. CXII (für 1956), Teil 2, Nr. 446 (1956), 189–219

Die Alkaligesteine sind seit Jahrzehnten ein Objekt der Petrographen, an dem sie ihre wissenschaftliche Neugierde stillen und einen zähen, verbissenen Kampf um die Erkenntnis ihrer Entstehung führen. Seit wenigen Jahren liefern sie einen begehrten und kostbaren Rohstoff, nämlich seltene Erden und radioaktive Minerale. Für diejenigen, die es nicht wahrhaben wollen, daß die moderne Technik so detaillierte Kenntnisse ihrer Rohstoffe verlangt, wie sie die rein wissenschaftliche Forschung niemals für nötig gehalten hätte, mag die Veröffentlichung von SMITH ein lehrreiches Beispiel sein. Der Verfasser behandelt die zahlreichen neuentdeckten Lagerstätten für Niob und Tantal in den magmatischen Karbonatgesteinen, die mit seltenen Alkaligesteinen verknüpft sind. Die Karbonatgesteine bilden Ringe und Gänge im Kern der kreisrunden Alkaligesteinspflocke, die in allen Formationen, vom Tertiär bis zum Karru und Präkambrium auftreten. Die Karbonatgesteine bestehen entweder aus reinem Kalzit oder auch aus Ankerit und Dolomit und werden Sövite genannt. Zusätzlich findet man in ihnen Magnetit, Apatit, Biotit, Pyrochlor, Vermiculit, Koppit (Pyrochlor ohne Ti), niobreichen Mikrolith, Monazit, Florencit, Bastnäsit, Parisit, Synchisit, Sahamalit, ein 1955 entdecktes Magnesiumkarbonat mit seltenen Erden, Isokit, ein neues Fluorophosphat mit Kalzium und Magnesium, Sellait, Strontianit, Baddeleyt, uranführenden Thorianit und zahlreiche andere seltene Minerale. Dadurch unterscheiden sie sich von den gewöhnlichen sedimentären Kalken, sowie durch eine starke Anreicherung von Barium und Strontium. Die Karbonatite findet man als jüngere magmatische Intrusivgesteine in Alkaligesteinen, nämlich in Foyait, Mikrofoyait, Nephelinsyenit, Phonolith, Tinguait, Sölvbergit, Iolith, Trachyt, Nephelinit und Olivinnephelinit, verschiedenartigen Lamprophyren und Pyroxeniten. Gewöhnlich ist ihr ringförmiger Aufbau sehr regelmäßig, je nach dem Tiefenanschnitt und je nach der Abtragung der alten Vulkane verschieden deutlich entwickelt vom Kern bis zum Rand:

1. eine zentrale Masse von Karbonatiten (Söviten) mit parallel dem Fließgefüge und bandförmigen Anreicherungen der seltenen Erde-Minerale;
2. eine Zone mit Alkaligesteinen, Pyroxeniten, meist Iolithen und Nephelinsyeniten, aber auch Urtilen;
3. eine äußere brekziöse Zone, in der die Nebengesteine nach außen zu „finitisiert“ werden;
4. als kleine Intrusionen in Form von „cone sheets“ und radialen Gängen, die den gesamten Komplex durchdringen.

Die verschiedenen Gesteinszonen, ihre Umwandlung, ihr Mineralgehalt und ihre Geochemie werden eingehend referiert und schließlich werden die Theorien über die Entstehung dieser magmatischen Kalkgesteine erörtert. Aber keine der bisherigen Theorien reicht aus, um diese merkwürdige Gesteinsgesellschaft zu erklären. Wahrscheinlich liegt das Problem nicht, wie man zunächst meint, in dem Auftreten von magmatischen Kalkgesteinen, sondern vielmehr in der besonderen Art, wie sich  $\text{CO}_2$  in diesen Körpern konzentriert. Das große wirtschaftliche Interesse an diesen bisher nur in wenigen Beispielen studierten Objekten wird wohl auch dazu führen, daß die Entstehung dieser Alkaligesteine und der intrusiven magmatischen Kalkgesteine geklärt wird. Die Arbeit ist also nicht nur für den Petrographen, sondern auch für den Lagerstättenkundler von Interesse.

A. SCHÜLLER



HÜGI, TH.

**Vergleichende petrologische und geochemische Untersuchungen an Graniten des Aarmassivs**

Beiträge zur Geologischen Karte der Schweiz, hrsg. von der Schweizerischen Geologischen Kommission, N. F., 94. Lief., 86 S. mit 32 Textfiguren, 43 Tabellen und 5 Tafeln, English Summary. Bern (1956). Schw. Fr. 12,50

Eine moderne vergleichende petrographische und geochemische Untersuchung an Graniten des Aarmassivs hat TH. HÜGI veröffentlicht. Das Hauptgewicht der Arbeit liegt in einer systematischen spektrographischen Untersuchung der Spurenelemente. Der Verfasser geht von der richtigen Überlegung aus, daß eine geochemische Untersuchung nur sinnvoll und deutbar ist, wenn eine exakte quantitative Bearbeitung der Petrographie und der Petrochemie der Muttergesteine vorausgeht, die hier ebenfalls vorgelegt wird. Das wird leider vielfach bei den geochemischen Arbeiten übersehen. Insofern ist die vorliegende Arbeit methodisch bemerkenswert und verdient allgemeines Interesse. Beachtet werden auch die Spurenmetalle in den Quellen, die bei Stollenbauten in den Graniten angetroffen wurden. Für alle normalen Granittypen zeigen 9 Elemente, nämlich Co, Ni, Pb, Sc, Cu, V, Sr, Mn, Br die gleichen Gehalte, während Cr, Y, Rb geringe und La, Li, Zr starke Schwankungen aufweisen. Ebenso wie beim Fennoskandischen Schild zeichnen sich die jüngeren Granite des Aarmassivs durch Verarmung an Fe, Mg und Ca und durch eine geringe Erhöhung des Si und K aus. Dadurch wird das Geschehen der magmatischen Kristallisationsdifferentiation deutlich. Verfasser fordert neue Schnellverfahren der Gesteinsanalyse, die für eine statistische Kenntnis notwendig sind. Zahlreiche chemische Analysen und quantitative Bestimmungen des Mineralbestandes werden berechnet und graphisch nach dem von P. NIGGLI entwickelten Verfahren dargestellt. Die Ergebnisse an Schweizer Graniten werden mit den ausländischen Untersuchungen von RANKAMA (1940), von SANDELL & GOLDBACH (1943), von BILLINGS & RABBITT (1947), von NOCKOLDS & MITCHELL (1948), TONGEREN (1938), FAIRBAIRN (1951) verglichen.

A. SCHÜLLER

JAHNS, RICHARD H.

**The study of pegmatites**

Fiftieth Anniversary volume 1905—1955 der Zeitschrift „Economic Geology“, Teil II, S. 1025—1130, Lancaster, Penna, 1955

Auf 82 Seiten schildert JAHNS den gegenwärtigen Stand der Pegmatitforschung. Das Literaturverzeichnis umfaßt 698 Titel. JAHNS stützt sich in erster Linie auf nordamerikanische Untersuchungen der letzten 30 Jahre. Der Referent möchte an dieser Stelle darauf hinweisen, daß die Pegmatite

der böhmischen Masse z. Z. eine moderne Bearbeitung erfahren, z. B. H. SCHMID, Verbandsverhältnisse der Pegmatite des Oberpfälzer und Bayrischen Waldes (Hagendorf-Pleystein-Hühnerkobel), Neues Jahrb. f. Min. Abh. 88, 1955 und J. POKORNY, Der Lepidolithpegmatit von Rožná bei Bystřice nad Pernštejnem, Acta Musei moraviae 1956, XLI.

JAHNS erörtert zunächst stichpunktartig die einzelnen Richtungen in der Pegmatitforschung und gibt eine Definition der Pegmatite. Sodann diskutiert er Klassifikation, Alter, Vorkommen, Entstehung und Platznahme, Metamorphose des Nebengesteins, Entwicklung nach der Platznahme, Kristallisation, Differentiation, metasomatische Prozesse, ferner Bildung und Habitus pegmatitischer Lösungen, Besonderheiten wie Riesenkristalle und Zusammenhänge zwischen Pegmatiten und Erzlagerstätten.

JAHNS versteht unter einem Pegmatit ein holokristallines Gestein, das wenigstens teilweise recht grobkörnig ist und dessen Hauptgemengteile Mineralien umfassen, die für normale magmatische Gesteine typisch sind. Das Gestein besitzt eine außerordentlich große strukturelle Variabilität, insbesondere der Korngrößen. Die Zusammensetzung eines Pegmatits wird durch solche Ausdrücke, wie granitisch, syenitisch, granodioritisch oder gabbroid, beschrieben, die sich bis auf die Bezeichnung granitisch von selbst verstehen. JAHNS nennt granitische Pegmatite die, welche die Zusammensetzung echter Granite haben. Granitpegmatite haben einen Chemismus, der in der Reihe Granit-Quarzdiort liegt. Diese Definition steht im Gegensatz zu den bisherigen Gepflogenheiten, die das angereicherte Mineral oder Metall in den Mittelpunkt stellen.

In seinem Aufsatz widmet JAHNS der geologischen Morphologie und der gegenwärtigen Theorie der Pegmatite das Hauptaugenmerk.

Pegmatite können zonar gebaut sein (s. Abb.). Es werden unterschieden Randzone, Außenzone, die mittlere Zone (oder Zonen) und der Kern. Ferner unterscheidet man Körper, die innerhalb des Pegmatits Spalten füllen und metasomatische Teile im Pegmatitkörper.

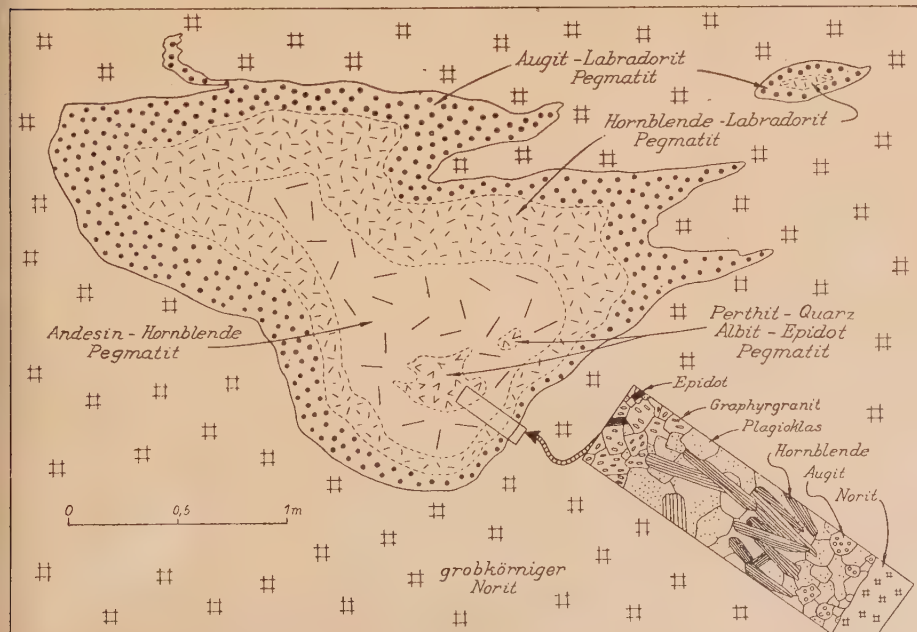
Die wirtschaftliche Bedeutung der Pegmatite liegt in ihren Konzentrationsprozessen. Zinn, Wolfram, Niob-Tantal, Molybdän, Lithium, Beryllium, Feldspat, Phosphate, Glimmer und Quarzkristalle werden z. B. in Pegmatiten angereichert.

Für den deutschen Leser ist die Tatsache besonders interessant, daß die Massenspektroskopie eine häufig angewandte Methode ist, durch die das leidige Problem des Alters geklärt werden kann.

Die pegmatitbildenden Flüssigkeiten scheinen silikatische und alumosilikatische Systeme zu sein, in denen flüchtige Bestandteile vorhanden sind und deren pauschaler Chemismus nur wenig von dem normaler magmatischer Gesteine abweicht. Nach JAHNS' Meinung kann man die Eigenschaften zahlreicher Pegmatitvorkommen durch folgende Hypothese erklären:

1. Fortschreitende Kristallisation eines abgeschiedenen oder intrusiven Restmagmas in einem geschlossenen System, begleitet von Reaktionen zwischen Kristallphase und der restlichen Flüssigkeit sowie
2. retrogrades Sieden der Restflüssigkeit, Kondensation des Dampfes innerhalb des Systems und teilweise (i. allg. selektive) Verdrängung der Kristallphase durch das Kondensat.

JAHNS geht sehr ausführlich auf die einzelnen Theorien der Pegmatitbildung und Entstehung ein. Er behandelt dabei auch historische Ansichten. Der Streit: magmatisch oder metamorph ist auch auf dem Gebiet der Pegmatite der Hauptwiderspruch.



Schnitt durch einen Pegmatit in grobkörnigem Norit (nach JAHNS)



Als Gründe für Entstehung der Pegmatite innerhalb magmatischer Prozesse führt JAHNS an:

1. Vorkommen in oder in der Nähe von angeschnittenen Plutonen; die Pegmatite zeigen die gleiche oder eine ähnliche Zusammensetzung wie der Pluton.
2. Zonare Abhängigkeit der Pegmatite von bekannten Plutonen.
3. Anreicherung von Elementen, die spurenweise im Plutonvorkommen.

Für die Entstehung im regionalmetamorphen Prozeß werden folgende Beobachtungen geltend gemacht:

1. Platznahme ohne Dehnungsvorgänge,
2. Porphyroblastese,
3. Ptygmatische Falten,
4. Abhängigkeit der Zusammensetzung des Pegmatits vom Wirtsgestein,
5. Monotone mineralogische Zusammensetzung, keine Anreicherung seltener Elemente.

Die Untersuchungen an geologischen Thermometern haben das von Fersman aufgestellte Temperaturintervall der Pegmatitbildung bestätigt. Die Hauptmenge des pegmatitischen Materials erstarrte zwischen 700° und 250°.

Der physikochemische Ablauf wird zum größten Teil durch Vorstellungen erläutert, die in Deutschland durch die Arbeiten von P. NIGGLI bekannt sind. Bemerkenswert ist die Erwähnung osmotischer Erscheinungen und der Entmischung im flüssigen Zustand.

Ausführlich werden Kristallisation und Verdrängungsprozesse besprochen. Abschließend beschäftigt sich der Verfasser mit den Zusammenhängen zwischen Apliten, Pegmatiten, Quarzgängen und erzbildenden Flüssigkeiten.

TH. KAEMMEL

CAMBEEL, B. & J. VALACH

#### Die granitoiden Gesteine in den Kleinen Karpathen und ihre Geologie

Geologické Práce, Zosil 42, 1956, S. 113—268

In den Interniden der Nordwestkarpathen liegen nordöstlich von Bratislava die sog. Kleinen Karpathen, die hauptsächlich aus variskischen Graniten und ihrem Schiefergebirgsrahmen aufgebaut werden. Die granitischen Gesteine bilden zwei Massive, das Bratislava-Massiv und das Modreiner Massiv. Im Bratislava-Massiv herrschen zweiglimmrige Gesteine vor, während das Modreiner Massiv etwas basischer ist.

In den Granitmassiven entwickeln sich eine Reihe von Spezialbildungen, die mit der Assimilation und Differentiation der Granite zusammenhängen. Die leukokraten Differenziate der Granite und Granodiorite sind: aplitische Granite, Aplite und Pegmatite (nur im Bratislava-Massiv). Die Autometamorphose der granitischen Gesteine bei Pila kann man als Auswirkung der leukokraten Differentiation ansehen. Bei Pila treten Albitite und Hämatitalbitite auf, die autometamorph aus Graniten bzw. Granodioriten entstanden sind. Zu den metasomatischen Derivaten der granitischen Gesteine rechnen die Autoren auch intermediäre Gesteine in den Phylliten, die aus basischem Andesin, Orthoklas, wenig Quarz, Hornblende, Biotit und Chlorit bestehen. Die Autoren bezeichnen diese Gesteine mit dem Namen Kersantitaplit.

Die Pegmatite sind teilweise zonar gebaut. Von außen nach innen sind folgende Zonen beobachtet worden: Biotitzone, Schriftgranitzone, fächerig gebaute Muskowitzzone, grobkörnige Quarz-Feldspat-Glimmer-Zone, Mikroklinzone, Albitzone und Muskowitzzone.

Die beiden letzten Zonen sind metasomatisch entstanden.

Die Assimilation amphibolitischer Schollen führt zur Entstehung von Dioriten. In größeren Vorkommen kann ein quarzfreier Dioritkern von Quarzdioriten an der Peripherie unterschieden werden. Stellenweise kommen auch hybride Granite mit unregelmäßig verteiltem Biotit und nebulitischen Partien vor. Diese Gesteine führen akzessorisch Andalusit und Staurolith.

Die verbreitetsten Gesteine des Bratislava-Massivs sind Zweiglimmergranite bis Granodiorite. Der Plagioklas ist ein Oligoklas (14—22% An). Der K(Na)-Feldspat kommt als Orthoklas und als Mikroklin vor. Biotit ist stellenweise muskovitisiert und chloritisiert. Der Muskovit ist, soweit er nicht aus Biotit entstanden ist, primär. Die Schwerminerale sind Apatit, Zirkon, Xenotim, Titanit, Spessartin und Rutil.

Im Modreiner Massiv herrscht normaler Granodiorit vor. Die Plagioklase sind basische Oligoklase, die K(Na)-Feld-



spate Orthoklase. Als dunkler Gemengteil tritt vorwiegend Biotit auf. Hornblende kann bis zu 5 Vol.% im Gestein vorkommen.

Die quantitativen Verhältnisse Quarz—Plagioklas—K(Na) Feldspat und Muskovit sind in der Abb. dargestellt.

Der Chemismus des Bratislava-Massivs ist normal granodioritisch oder farsunditisch. Der Chemismus des Modreiner Massivs ist farsunditisch bis leukoquarzdioritisch.

Die Kontaktgesteine der beiden Plutone umfassen kata bis epithermale Hornfelse, darunter auch Kalksilikatgesteine.

TH. KAEMMEL

INGERSON, E.

#### Methods and Problems of Geologic Thermometry

Fiftieth Anniversary Volume 1905—1955 der Zeitschrift „Economic Geology“, Teil 1, S. 341—410. Lancaster, Penna. 1955

Die Kenntnis der Temperaturen bei der Bildung von Mineralien, Erzlagerstätten und Gesteinen ist nicht nur für die Lösung geologischer Probleme, sondern auch für die Beantwortung von Fragen der angewandten Geologie von erheblicher Bedeutung. So wird vom Verfasser als Beispiel angeführt, daß man anfänglich die Uranlagerstätten des Colorado-Plateaus als syngenetisch mit Umlagerung des Urans durch das Grundwasser gedeutet habe. Mit dem tieferen Aufschluß der Lagerstätte kam man jedoch durch die Beobachtung der Mineralparagenesen und andere Feststellungen zu der Überzeugung, daß eine primäre Mineralisation durch hydrothermale Lösungen vorliegen müsse, und konnte auch auf Grund dieser Erkenntnis reichere Lagerstätten als in der Nähe der Oberfläche aufschließen.

Als zusammenfassende Bearbeiter des gleichen Themas werden H. SEIFERT (1930) und NORMAN L. BOWEN (1928 und 1940) genannt, ferner eine Reihe von Autoren aufgeführt, die einzelne Teilgebiete der Thermometrie bis in neuere Zeit zusammenfassend dargestellt haben. Es kann nun dem Verfasser darauf an,

1. kurz die einzelnen Methoden zu kennzeichnen, die angewendet werden, um die Temperaturen bei geologischen Vorgängen zu messen oder zu schätzen;
2. die wichtigsten Ergebnisse in zweckmäßiger Darstellung zu bringen und die neuesten Resultate anzuführen und
3. die neuesten Methoden eingehend zu beschreiben und noch nicht veröffentlichte Daten mitzuteilen.

Die Beschreibung der einzelnen Methoden der Thermometrie erfolgt unter den Überschriften:

- Direkte Temperaturmessung (Heiße Quellen, Fumarolen, Laven, Bestimmung der Schmelzpunkte der Gesteine, Messungen in tiefen Gruben und Bohrlöchern).
- Indirekte Temperaturmessung (Berechnung durch Extrapolation, Beziehungen des Phasengleichgewichts, Schmelzpunkte der Mineralien, Umwandlungs-, Dissoziations- und Entwässerungstemperaturen, feste Lösungen, Entmischungstemperaturen, Eutektika, hydrothermale Mineralsynthese, Mineralparagenesen).

Anderer indirekte Methoden (Fossil-Faunen, Thermolumineszenz, Entfärbung, Rekristallisation metamorpher Mineralien, Differentielle Thermoanalyse (DTA), Hitzewirkung auf Einschlüsse und Nebengesteine, ferner auf Kohlen, kristallographische Merkmale, thermodynamische Berechnungen, Flüssigkeitseinschlüsse, Isotopenverhältnis).

Der 70 Seiten Text umfassende Aufsatz enthält 11 Zahlentafeln und 17 Textabbildungen. Wie aus dem umfangreichen



(226) Literaturverzeichnis zu ersehen ist, wurde nach Möglichkeit die gesamte einschlägige Literatur erfaßt.

Der Verfasser hat in seinem wertvollen Beitrag den neuesten Stand der geologischen Thermometrie mit ihren zahlreichen Methoden gut herausgearbeitet. Er weist besonders auf 2 Methoden hin, die im letzten Jahr in zunehmendem Maße benutzt wurden, einmal das Studium der Flüssigkeitseinschlüsse in den Mineralien und zum anderen die Bestimmung des Isotopenverhältnisses in verschiedenen mineralischen Stoffen. Weiter schlägt er vor, in Zukunft der Thermolumineszenz und ähnlichen Phänomenen für die geologische Thermometrie mehr Aufmerksamkeit zu schenken.

H. REH

### Peaceful Uses of Atomic Energy

Proceedings of the International Conference in Geneva, August 1955, Volume 1, United Nations

Die Vorträge, Beiträge und Diskussionen auf der wichtigsten und ersten, wirklich internationalen Konferenz auf dem Gebiete der friedlichen Nutzung der Atomenergie sind jetzt in 16 Bänden herausgegeben worden. Die Veröffentlichung der UN „Friedliche Anwendung der Atomenergie“ legt der Weltöffentlichkeit erstmalig ein komplettes Übersichtswerk für die gesamte friedliche Verwendung der Atomenergie vor. Es wird sicher für viele Jahre das Hauptwerk auf diesem Gebiet bleiben.

Der Band 1 „The Worlds' Requirement for Energy: The Role of Nuclear Energy“ beschäftigt sich damit, daß die vorläufig wichtigste Anwendung von Kernenergie auf dem Gebiet der Elektroenergieerzeugung liegen wird und gibt weiterhin eine Übersicht über den Energiebedarf und die Möglichkeiten der Energiegewinnung aus Kernenergie.

Im einzelnen beschäftigen sich die verschiedenen Abschnitte mit den Fragen des Weltenergiebedarfs und einer Einschätzung der Möglichkeiten, weitere Prozesse (Photosynthese, Sonnenkraft, Erdwärme, Gezeiten u. a.) in die Energieerzeugung einzubeziehen. Dann folgen Berichte einzelner Länder über ihren Energiebedarf und die Möglichkeiten der Anwendung von Kernenergie. Des weiteren werden Ausführungen über die Höhe der Investitionen bei der Anwendung von Kernenergie, über deren Ökonomie sowie über den Wert des Plutoniums und die Rolle des Thoriums in der Kernenergie gemacht. Eine Vortragsreihe behandelt die Rolle der Kernenergie in einzelnen Ländern in den nächsten 50 Jahren, während schließlich das letzte Kapitel Fragen der internationalen Zusammenarbeit auf technischem, kerntechnischem und medizinischem Gebiet behandelt.

Am Schluß des ersten Bandes wird eine kurze Übersicht über den Inhalt sämtlicher Bände gegeben, wobei besonders auf Band 6 hingewiesen werden muß, der die Geologie von Uran und Thorium beinhaltet. Es werden die Vorkommen sowie die Prospektion auf Uran und Thorium behandelt.

BINGHAM, J. P.

### Graze Mine

Mining engineering. 9. 1957, S. 45—48

Der Erzkerper der Grube wurde 1948 durch magnetische Messungen von Flugzeugen aus entdeckt. 1949 begann man mit Bohrungen, und Ende des Jahres war das Erz in ca. 500 m Tiefe entdeckt. Der Magnetit tritt flözartig auf, seine Mächtigkeit schwankt von etwa 7—140 m. Das nordöstliche Einfallen variiert von 16—33°. Später wurde dann 14 Meilen südlich von Reading die Grube vom Bethlehem-Konzern angelegt. Sie soll 9600 tate eines 42,5% Fe enthaltenen Erzes fördern, aus dem dann 5760 tate eines Agglomerates mit 65% Fe gewonnen werden sollen. Die drei großen Stahlwerke Bethlehem, Steelton und Sparrows Point, Md. liegen in günstiger Frachtlage zur Grube.

In unmittelbarer Nähe der Grube treten triassische Schiefer, Sandsteine, Quarzite, Konglomerate und paläozoische Kalksteine auf. In diese Schichten intrudierten Diabasgänge, die einige Meter bis über 400 m mächtig werden. Minerallösungen, die den Intrusionen folgten, verdrängten den paläozoischen Dolomit oder Kalkstein. Sie bildeten das Eisenerz, das Magnetit, Pyrit, Magnetkies und als Gangart Chlorit, Serpentin, Tremolit und vereinzelt Granat enthält.

Im weiteren Verlauf seiner Abhandlung bringt der Autor eingehende Angaben über den bergmännischen Abbau des Erzkörpers und über die Aufbereitung des geförderten Roherzes.

E.

SIMIČ, V.

### Naša ležišta gvozdenih ruda sa niklom i hromom

Rudarsko-Metalurški Zbornik, Ljubljana 1956, S. 361—367 (Chrom- und nickelhaltige Eisenerzlagerstätten in Jugoslawien.)

In Serbien und Makedonien kam es in verschiedenen Zeitabschnitten zur Bildung chrom- und nickelhaltiger Eisenerzlagerstätten. Bis vor kurzem waren sie nur aus den Gosau- und Gaultschichten bekannt, sind jedoch seit einigen Jahren auch in älteren Formationen aufgefunden worden.

Metamorphe Eisenerzlagerstätten wurden kürzlich im Radočelo-Gebirge (Westserbien) festgestellt. Ein ca. 4 m mächtiges Erzlager liegt auf verschiefertem Gabbro und wird von metamorphen schwarzen Schiefen bedeckt, die permo-triassischen Alters sind. Das höffige Gebiet beträgt etwa 20 km<sup>2</sup>.

Im vergangenen Jahr entdeckten makedonische Geologen im südlichsten Teil des Landes 15—30 m mächtige oolitische Eisenerze, die in chloritischen Schiefen liegen. Mit erheblichen Vorräten ist in diesem Gebiet zu rechnen.

Oolitische Eisenerze, die in Kreidebildungen vorkommen, sind seit längerer Zeit bekannt. Sie entstanden während der Gault-Transgression in Mittelserbien. Viele kleine Erzlager erstrecken sich auf einer Länge von etwa 100 km von Beograd bis zum Flusse Zapadna Morava. Die Mächtigkeit dieser Erzlager schwankt zwischen 1,5—7 m. Gelegentlich der nachfolgenden Senon-Transgression bildete sich wieder ein neuer Eisenerzhorizont auf serpentinischer Grundlage. Die zu dieser Zeit gebildeten Eisenerzlagerstätten treten besonders in Südserbien und Makedonien auf. Da die chrom- und nickelhaltigen Eisenerze, deren Nickelgehalt gewöhnlich unter 1% und deren Chromoxydgehalt zwischen 1 und 3,5% liegt, jetzt in mehreren Formationen und Horizonten entdeckt worden sind, geben sie eine gute Erzbasis für die jugoslawische Stahlindustrie ab.

### Der (westdeutsche) Eisenerzbergbau im Jahre 1956

Bergbau-Rundschau 9, 1957, S. 65—68

Durch volle Ausnutzung der vorhandenen Kapazität konnte der westdeutsche Eisenerzbergbau im Jahre 1956 einen neuen Produktionshöchststand nach dem Kriege erzielen. Von den einzelnen Revieren behielt das Salzgitter-Gebiet vor dem nachfolgenden Ilse-Revier die Spitzenstellung bei; es folgt dann das süddeutsche Dogger- und Kreideerzgebiet.

Die Entwicklung der Eisenerzförderung nach 1945 in Westdeutschland veranschaulicht die nachfolgende Tabelle.

	Roherz-Förderung	
	Menge (in 1000 t)	Fe-Inhalt (in 1000 t)
1946	3 877	1 024
1947	4 444	1 197
1948	7 275	1 919
1949	9 112	2 436
1950	10 883	2 939
1951	12 923	3 474
1952	15 404	4 097
1953	14 619	3 889
1954	13 036	3 551
1955	15 684	4 227
1956	16 926	4 513

Es wird betont, daß trotz der Mechanisierung ohne eine ausreichende Anzahl von Bergarbeitern eine weitere Fördersteigerung nur beschränkt möglich ist. Die Zahl der Beschäftigten im Eisenerzbergbau der Bundesrepublik betrug am 31. 12. 1956 insgesamt 22847 Arbeitskräfte, davon 20595 Arbeiter und 2252 Angestellte.



Im Jahre 1956 wurden 17 577 000 t Roheisen und 23 189 000 t Rohstahl erzeugt. Interessant sind die nachfolgenden Feststellungen:

„Gegenüber dem Jahre 1938 werden zur Zeit 28% mehr Rohstahl, aber nur 15% mehr Roheisen erzeugt. Der Mehreinsatz von Schrott beträgt jedoch 45%. Nach den erzwungenen Schrottausfuhren der ersten Nachkriegszeit konnte dieser erhöhte Bedarf nur durch teure Einfuhren aus sogenannten dritten Ländern gedeckt werden. Bemerkenswert ist weiterhin, daß für den oben angeführten Anstieg der Roheisenerzeugung (15%) nur 9% mehr Brennstoffe verbraucht wurden als 1938. Der Schrotteinsatz bedeutete also eine Energieersparnis zugunsten der knappen Energieversorgung der übrigen Hauptverbrauchergruppen.“

Die neu erkundeten Eisenerzlagerstätten zwischen Salzgitter und Gilhorn können nach den letzten Forschungsergebnissen jährlich mindestens 25 Mio t Eisenerz liefern, was etwa drei Fünftel der heutigen Förderung des Minettegebietes entspricht. Das neue Vorkommen ist nach den lothringischen Revieren das zweitgrößte Eisenerzlager auf dem westeuropäischen Festland. Nach den bisherigen Proben handelt es sich um Erze, die teils kalkig und teils schwach sauer sind. Das ist für den Verhüttungsprozeß besonders günstig. Durch die Erschließung dieser Lagerstätten wird sich der Eisenerzbergbau der Bundesrepublik noch weiter in das nordwestdeutsche Flachland verlagern. Der Eisenbedarf der westdeutschen Eisen- und Stahlindustrie betrug 1956 23 Mio t. Hiervon deckte der Schrottanfall 10 Mio t. Da die Produktion des westdeutschen Eisenerzbergbaues nur 4 Mio t Eisen ergab, die restlichen 13 Mio t aber aus Erzen und Abbränden gedeckt werden mußten, war die Fehlmenge durch die Einfuhr ausländischer, vorwiegend schwedischer, Erze zu decken.

Sehr aufschlußreich sind folgende Betrachtungen:

„Die Ausbeutung der großen, neu entdeckten Erzvorkommen in Labrador, Venezuela, Brasilien und Mittelfrika kann nur unter dem Aufwand einiger hundert Millionen Dollar vorbereitet werden. Hinzu kommen große technische Schwierigkeiten beim Abtransport des Erzes, eine ständige Erhöhung der Frachtraten und eine evtl. mögliche Behinderung der Schifffahrt auf den Meeren und militärische Ereignisse. Es ist daher dringend erforderlich, die einheimische Eisenerzbasis auszubauen und dem Eisenerzbergbau die notwendigen Mittel zur Durchführung der erforderlichen Investitionen zu beschaffen.“

FRANK, L.

#### Über die Verfahren der modernen Erzaußbereitung

Metall, Heft 1, 1957, S. 10–17

Die Arbeit bringt wertvolle Hinweise aus den Gebieten der Aufbereitung von Erzen, Phosphaten, Flußpat, Kalisalzen usw. Zwischenzerkleinerung, Klassierung, Schwimm- und Sinkscheidung sowie Flotierung werden beschrieben. Nach dem Autor hat das moderne Schwimm- und Sinkverfahren der naßmechanischen Aufbereitung überall da den Rang abgelaufen, wo es sich darum handelt, eine Vorabscheidung von aufgeschlossenen Grobbergen durchzuführen. Trotzdem bleibt aber den naßmechanischen Verfahren noch ein weites Feld offen. Die Anwendbarkeit von Humphreyspiralen liegt etwa im gleichen Korngrößenbereich wie die der Herdwäsche. Hinsichtlich Ausbringen und Leistung entsprechen sie etwa den Herden. Sie sind im Ausland u. a. für die Aufbereitung von Chromit-, Wolframit- und Ilmeniterzen eingesetzt.

TARTER, K.

#### Pregled površinskoga odkopavanja rudnikov železove rude v Jugoslaviji

(Übersicht über den Tagebaubetrieb in den Eisenerzgruben Jugoslawiens)

Rudarsko-Metalurški Zbornik 1956, Ljubljana, S. 369 bis 399 (mit deutschem Résumé)

Der Autor beschreibt die einzelnen Tagebaubetriebe und setzt sich für deren Modernisierung ein. Die Vergrößerung der Produktion der jugoslawischen Eisenhütten, die in den kommenden Jahren ca. 1 Mio t Roheisen erzeugen sollen, verlangt, daß die Eisenerzgruben ihre Produktion auf 2,5 bis 3 Mio tato vergrößern. Auf den größten Eisenerzlagerstätten Vareš, Ljubija und Kičovo wird größtenteils im Tagebau-

betrieb gearbeitet. Die älteste Eisenerzgrube ist die von Ljubija, die die reichste jugoslawische Eisenerzlagerstätte abbaut. Ihre Vorräte wurden auf ca. 17,5 Mio t mit 47% Fe, 2% Mn, 9% SiO<sub>2</sub> und 11% H<sub>2</sub>O (75% Limonit und 25% Siderit) berechnet. Dazu kommen noch 10 Mio t eines brekziösen geschieferten Limoniterzes mit ca. 40% Fe. Die Erz-lagerstätte ist an Tonschiefer und Sandsteine, seltener an Kalke des Oberkarbons gebunden. Die Genesis der stock- und gangförmigen Sideritkörper ist hydrothermal, die Limonite der südlichen und östlichen Erz-lagerstätten gehören dagegen zum Typ der Verwitterungslagerstätten auf Kalken und Schiefen. Das schon stark ausgebeutete nördliche Revier Brdo war die Haupteisenerz-lagerstätte von Ljubija, in letzter Zeit erreichen aber die südlichen Erz-lagerstätten 40–60% der Gesamtproduktion der Grube.

Die Grube Vareš bebaut die größte jugoslawische Lagerstätte armer Eisenerze. Sie befindet sich in der Nähe einer wichtigen tektonischen Linie, in der Triasschichten auf eine Serie flyschähnlicher Liasgesteine geschoben sind. Man rechnet die Lagerstätte von Vareš zur Gruppe der geosynklinalen sedimentären Eisenerz-lagerstätten. Die bisher bekannten Erzvorräte wurden auf ca. 150 Mio t mit 31–32% Fe, 3% Mn und 15% SiO<sub>2</sub> berechnet. Das Haupteisenerz ist Siderit, etwa 20% entfallen auf Hämatit und ca. 7% auf Limonit.

REISSER, A.

#### Der Bergbau im Belgisch-Kongo

Bergbau-Rundschau 8, S. 637–641, 1956, und 9, S. 10 bis 21, 1957

Der Autor behandelt die Lagerstätten von Zinn, Gold, Diamanten und Kohle. Er bringt sehr viele Einzelheiten und Abbildungen über Abbau, Aufbereitung und Verarbeitungen der Rohstoffe.

Die Zinnlager außerhalb Katangas wurden 1926 in der Provinz Kivu entdeckt. 1931 wurde mit ihrem Abbau begonnen. Die Lagerstätten liegen 1600 km Luftlinie vom Atlantik entfernt. Sie ziehen sich in einem Band von etwa 300 km Breite und 1100 km Länge vom Südwesten Katangas bis zum Nordende Kivus und Ruanda-Urundis, von wo aus die Zinnzone von Uganda nach Tangajika weiterführt. Alle primären Lagerstätten stehen in Verbindung mit sauren Magmagesteinen, die ihrem Alter nach zum Algonkium, Kambrium und Silur gehören. Abgebaut werden in erster Linie eluviale und alluviale Seifen. 1954 wurden etwa 15 600 t Kassiterit und etwa 3400 t Gemische von Kassiterit und Columbit bzw. Wolframit gefördert. Die Weltproduktion an Tantalo-Columbiten liegt bei etwa 1000 t, davon entfallen auf Belgisch-Kongo 75–150 t Tantallit mit 55% Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> und 500–1300 t Mischminerale von Kassiterit und Tantalo-Columbit, wobei der Gehalt an Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> etwa 9% erreicht.

Das wichtigste Goldrevier ist das von Kilo/Moto im Distrikt Kibali-Ituri, es ist 1895 von J. HENRY entdeckt worden. Die Lagerstätten liegen 1000–1400 m über dem Meeresspiegel. Bis 1918 wurden nur die Seifen abgebaut; erst seit 1928 wird auch Gold im Tiefbau gewonnen. Die primären Goldvorkommen von Kilo sind mit einem Granit massiv verknüpft, das in metamorphe Schiefer von violetter bis grüner Färbung eingedrungen ist. Verkieselte Horizonte enthalten mitunter Linsen mit viel Gold. Dieses enthält im Durchschnitt 930 g Feingold pro kg Rohgold. Gefördert wurden:

Jahr	Gesamtförderung in kg Feingold	davon aus Kilo/Moto kg Feingold
1910	806	806
1920	3041	3041
1930	5542	4026
1940	17 400	7760
1950	10 557	6343
1955	11 506	7845

Diamanten sind in zwei Zonen südlich des 5.° s. Br. gefunden worden:

1. Die Zone um Tshikapa (Distrikt Kasai) am Kasai und seinen Nebenflüssen vom Lula bis zum Kasadisadi. Sie reicht in die Lundaschelle nach Angola hinauf. Die Ausbeutung umfaßt Schmuck- und Industriediamanten Kasai-Diamanten.



2. Eine zweite Zone erstreckt sich 20 km unterhalb und 40 km oberhalb von Bakwanga (150 km südl. Lusambo, Prov. Kasai) an den Ufern des Bushimaie und des Lubi. Die Schmuckdiamanten machen hier nur 2% aus, das übrige sind Industriediamanten: *Lubilash-Diamanten*.

In der westlichen Zone um den Kasai ist das diamant-haltige Konglomerat in den Lubilashsandstein der oberen Karru-Formation eingelagert. Der Sand der eluvialen und alluvialen Talterrassen ist eisenschüssig und enthält Quarzkiesel, Quarzit und Achate. Die Produktion betrug:

Jahr	In Mio Karat	
	Industriediamanten	Schmuckdiamanten
1924		0,55
1930		2,52
1940	8,87	0,73
1950	9,60	0,54
1955	12,41	0,63

Von den Kohlenvorkommen werden die der Becken von Lukuga und von Luena näher beschrieben. Als bauwürdige Vorräte werden für das Lukugabecken 50 Mio t (62% C, 13% Asche, Heizwert 5890 kcal/kg) und für das Luena Becken 2 Mio t (46 — 50% C, 34% flüchtige Bestandteile, 16—20% Asche) angegeben. Die Förderung erreichte im Luena Becken 1955 456 000 t und im Lukugabecken 24 000 t.

GERSTEIN, L.

### Die Probleme des Abbaus in großen Teufen im südafrikanischen Goldbergbau, insbesondere die Kühlung der Welter

Zeitschr. f. Erzbergbau u. Metallhüttenwesen, Heft 2, 1957, S. 72—81

Der Verf. schildert seine Eindrücke, die er bei einer Reise in die Südafrikanische Union empfing. Er beschreibt sehr eingehend das Grubenklima und die Staubbekämpfung, die zentralen Anlagen der Wetterkühlung, örtliche Kühlanlagen, den Gebirgsdruck und die Schachtförderung sowie das Schachtabteufen. Der Goldbergbau Südafrikas ist der bisher am weitesten in die Teufe vorgedrungene Bergbau der Erde. Wie die Abbildung zeigt, unterscheidet man folgende 3 Gebiete:

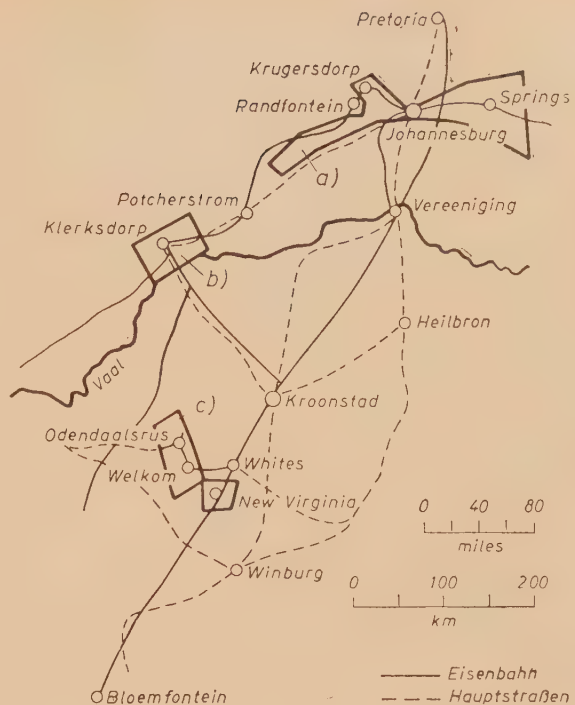
- a) den Witwatersrand, unterteilt in Ost-, Zentral-, West- und Fernwest-Rand;
- b) das Gebiet um Klerksdorp;
- c) die erst in jüngerer Zeit erschlossenen Goldfelder im Oranje-Freistaat.

Im Jahre 1953 förderten die 57 Gruben dieser Gebiete rd. 55 Mio t Roherz und produzierten rd. 370 000 kg Gold im Werte von über 148 Mio Pfund Sterling<sup>1)</sup>. Das sind 95% des in der Südafrikanischen Union gewonnenen Goldes oder über 44% der Welterzeugung.

Die im „Zentral-Rand“ des Witwatersrand abbauenden Gruben haben zahlreiche technische Probleme zu lösen, um einen wirtschaftlichen Abbau in Teufen über 2000 m zu ermöglichen. Mitte 1953 hatten 7 Goldgruben eine Teufe von 2470 m überschritten und 2 von ihnen fast 3000 m erreicht. Man hält es heute für möglich, am Witwatersrand bis zu einer Teufe von 3700 m vorzudringen. Entscheidend für die Abbaumöglichkeit in solchen Teufen sind in erster Linie die Temperaturen, die von der geothermischen Tiefenstufe abhängig sind. Infolge seiner geringen geothermischen Tiefenstufe befindet sich der Goldbergbau des Witwatersrandes in bezug auf die Untertagetemperaturen in einer besonders günstigen Lage. Die geothermische Tiefenstufe beträgt am Zentral-Rand 1° C je 119 m. Die bisher höchste Gesteinstemperatur wurde auf der Crown Mine mit 47° C in einer Teufe von fast 3000 m gemessen. Am Ost-Rand und im Klerksdorpgebiet ist die geothermische Tiefenstufe kleiner. Im Gebiet von Springs sind bereits in 2240 m Teufe Temperaturen von 41° C und im Klerksdorpgebiet in 2020 m Teufe von 42° C gemessen worden.

Im Freistaat-Goldfeld wechselt die Zunahme der Gesteinstemperatur mit der Gesteinsart. Sie beträgt im Deck-

<sup>1)</sup> Im Jahre 1955 wurden rd. 60 Mio t Roherz bzw. rd. 450 000 kg Gold im Werte von 183 Mio Pfund Sterling produziert.



Übersichtskarte der Goldfelder in der Südafrikanischen Union. Nach H. v. BREDOW, Erzmetall 1949, S. 28.

a = Witwatersrand; b = Klerksdorp-Gebiet; c = Goldfelder im Oranje-Freistaat

gebirge (Karroosystem) 1° C auf 33—38 m, in der die goldführenden Schichten direkt überlagernden Ventersdorp-Lava 1° C auf 71—77 m und im Liegenden der Schichten 1° C auf 109—121 m.

Am Witwatersrand übersteigen die Gesteinstemperaturen in 2500 m Teufe 38° C; im Freistaat-Goldfeld sind diese Temperaturen schon bei 1400 m Teufe erreicht.

Planmäßige Ausgestaltung der Wetterführung, große Wettermengen und Wetterkühlanlagen ermöglichen es, ein erträgliches Grubenklima auch in Teufen von über 2000 m zu schaffen. Die Gebirgsschlaggefahr wird durch vollständigen Abbau der Lagerstätten, also durch Vermeidung von Restfeilern, mit Erfolg eingeschränkt. Es besteht die berechtigte Aussicht, daß in einigen südafrikanischen Goldfeldern der Abbau in Teufen von über 3000 m technisch und wirtschaftlich möglich sein wird.

H. LUTHER & H. JESSE

### Ein Beitrag zur Analyse deutscher Rohöle

Brennstoffchemie Bd. 38, Heft 1—2, S. 23—27 (1957)

Der Aufsatz bringt nicht etwa eine Übersicht über die Zusammensetzung deutscher Rohöle, auch nicht eine vollständige Analyse der 17 von den Verfassern behandelten Öle aus 4 Feldern des Gifhorner Troges. Er befaßt sich nur mit deren schwersten Anteilen, nämlich der bei einem Vakuum von 1 Torr bis 175° C (umgerechnet auf Normaldruck: 450° C) nicht überdestillierenden Rückstandsfraktion. Die Arbeit gibt aber einen interessanten Einblick in die moderne Methodik der wissenschaftlichen Untersuchung dieser sehr verwickelten und noch verhältnismäßig wenig erforschten Materie.

Bei diesen schweren Erdölbestandteilen, die sich aus einer sehr großen Vielzahl von nach der Größe und insbesondere nach der Struktur der Moleküle unterschiedlichen Verbindungen — zum größten Teil Kohlenwasserstoffen, aber auch sauerstoffhaltigen Körpern — zusammensetzen, ist es noch heute unmöglich, die individuellen Verbindungen zu isolieren oder deren Gehalte zu bestimmen. Man muß sich damit begnügen, die relativen Mengenverhältnisse einiger, wegen der Übergangsformen z. T. nicht einmal scharf umrissener, Strukturgruppen annähernd festzustellen. Man unterteilt gewöhnlich



so wie auch bei den leichteren Fraktionen in

1. n-Paraffine (unverzweigte Kohlenwasserstoffe),
2. Isoparaffine (verzweigte Kohlenwasserstoffe),
3. Aromaten (Kw., die einfache oder mehrfache, überwiegend in bezug auf den H-Gehalt ungesättigte Ringstruktur aufweisen),
4. Alkyl-Aromaten (Aromaten, in denen mehr oder weniger H-Atome durch verschiedenartige Kw-Ketten substituiert sind),
5. Partiiell hydrierte Ringsysteme (Kw., die H-reicher als die Aromaten sind),
6. Carbonyl- und Carboxyl-Verbindungen (von verschiedener Struktur).

Abgesehen von der Gruppe 6 bestehen in den chemischen Eigenschaften zwischen den Gruppen nur sehr geringe Unterschiede; auf diese lassen sich keine Trennungen gründen. Man ist also auf physikalisch-chemische Kennzeichen angewiesen. Die Gruppen 4 und 5 machen die größte Schwierigkeit. LUTHER und JESSE haben sich daher im wesentlichen auf die Untersuchung der relativen Verteilung der n-Paraffine (n-Alkyle), der Aromaten (Aryle) und der Carboxyl-Verbindungen beschränkt. Hierbei werden die Gruppen 4 und 5 sich irgendwie auf die Gruppen 1 und 2 verteilt haben.

Zur Vorbereitung der hauptsächlich durch Infrarot-Spektroskopie bewerkstelligten Gruppenanalyse wurde die destillativ erhaltene Ausgangsfraction (nach üblicher Entasphaltierung) in Teilfraktionen auf Grund von graduellen Unterschieden im physikochemischen Verhalten zerlegt. Die Verfasser wandten hauptsächlich die Adsorptions-Chromatographie und in zweiter Linie die „Gegenstrom-Verteilung“ an.

Für die chromatographischen Trennungen wurden 2 m hohe Säulen verwendet, und die Adsorbentien wurden mit den im Verhältnis 1:8 bis 1:17 in Lösungsmittel gelösten Substanzen bei einem Überdruck von 0,8 atü beladen. Eluiert wurde nacheinander 1–3mal mit Petroläther, 3–4mal mit Benzol und schließlich 1mal mit Pyridin, so daß bis zu 8 Fraktionen entstanden. Die Eluierungsmittel entfernte man restlos durch Vakuum-Dünnschicht-Destillation.

Es wurden eine Reihe von Aluminiumoxyden verschiedener Fabrikate und Typen und ein Kieselgel auf ihre Wirksamkeit als selektive Adsorbentien geprüft. Das Kieselgel erwies sich als schlecht geeignet. Die verschiedenen Aluminiumoxyde zeigten recht unterschiedliche Charakteristiken in bezug auf die Gruppentrennung. Bei gleichem Adsorbens und unter sonst gleichen Bedingungen wurden aber mit nur geringen Abweichungen reproduzierbare Verteilungen der Stoffgruppen erhalten.

Versuche zur weiteren Auftrennung der Fraktionen durch Papier-Chromatographie hatten wenig Erfolg.

Die Verteilungszahlen wurden, wie bereits erwähnt, durch IR-Absorptions-Spektrometrie, und zwar mit einem Perkin-Elmer-Doppelstrahlgerät, ermittelt. Die Substanzen wurden dabei je nach Konsistenz in Küvetten, als aus Schmelze oder Lösung erhaltene Filme auf Steinsalzfenstern oder in Form von Preßlingen mit Kaliumbromid angewendet. Bei den notgedrungen unterschiedlichen und teilweise nicht einwandfrei definierbaren Substanz-Schichtdicken war es ein besonderes Problem, einen brauchbaren Bezugsmaßstab für die Extinktions-Intensität bei allen den Einzelmessungen zu finden. Als Einheit dafür wurde schließlich die bandenfreie „Untergrund“-Extinktion bei der Frequenz  $1100\text{ cm}^{-1}$  gewählt. Als charakteristische Banden wurden für die oben genannten Stoffgruppen u. a. die folgenden Frequenzen ( $\text{cm}^{-1}$ ) zur Messung benutzt: 720 für 1, 750 für 2 und 3, 810 und 875 für 4 und 5, 1600 für 3 und 1700 für 6.

Als Beispiel für die daraus abgeleitete relative Verteilung von drei Stoffgruppen auf 3 zusammengefaßte Elutions-Fractionen seien die entsprechenden Zahlen für die Rückstandsfraction des Öls „Wesendorf 1023“ angeführt:

Adsorbens: Aluminiumoxyd Merck „reinst“

Substanzgruppe	Alkyl	Aryl	Carboxyl
Elutionsmittel			
Petroläther	73	49	14
Benzol	23	39	46
Pyridin	4	12	40

Teilweise verwendeten die Verfasser zur Trennung der Stoffgruppen das Gegenstrom-Verteilungs-Verfahren in einer

100stufigen Apparatur nach CRAIG. Hierbei untersuchten sie die Verteilung der Erdöl-Stoffgruppen zwischen einer Ligroin- und einer Acetonitrilphase; sie beschreiben aber nur einige damit erhaltene allgemeine Befunde.

Die Untersuchungen werden fortgesetzt, und es sollen in Kürze weitere Meßergebnisse mitgeteilt werden. Es steht zu hoffen, daß durch viele weitere solcher Arbeiten unsere Kenntnisse über die Zusammensetzung der höheren Erdölfraktionen allmählich erweitert werden. Qualitativ und quantitativ so exakt wie für die niederen Fraktionen werden sie aber wohl trotz raffiniertester Kombination subtilster Methoden niemals werden können, da mit zunehmender Molekülgröße die Zahl der strukturellen Variationsmöglichkeiten so außerordentlich stark zunimmt.

Was jedenfalls die bisherigen Ergebnisse betrifft, wie sie sich durch Daten nach Art der obigen Tabelle dokumentieren, so muß man — ohne den Autoren der besprochenen oder anderer einschlägiger Arbeiten im mindesten zuzuhören — bei nüchterner Betrachtung doch wohl feststellen, daß sie noch recht bescheiden anmuten.

H. GRASSMANN

SCHMID, J.

### Der Bodenrost als gestaltende und zerstörende Naturerscheinung in den gemäßigten winterkalten Gebieten

„Forschungen und Fortschritte“, Heft 1, Januar 1957, S. 1–9

Die vorliegende Arbeit behandelt ein in den letzten Jahren besonders hervorgetretenes Problem von Schäden unserer Verkehrswege. Der vordringlich notwendige Wiederaufbau zerstörter Städte, Industrien usw. mußte zwangsläufig die Instandsetzung und den Neubau unseres Straßenverkehrsnetzes zunächst etwas in den Hintergrund treten lassen. Die starken und z. T. längeren Frosteinwirkungen der letzten Winter haben jedoch zu ausgedehnten Frostschäden und damit zusammenhängend zu einer intensiveren wissenschaftlichen Beschäftigung mit dem gesamten Frostproblem geführt. In Westdeutschland beziffert man die schweren Frostschäden des Winters 1955/56 auf rd. 100 Mio DM.

Bei der Betrachtung der Ursachen für die Frostschäden geht der Verfasser sehr richtig von den geographischen und den geologischen Gegebenheiten des Geländes aus. Die Notwendigkeit der Erforschung der Frostvorgänge nach Ursache und Wirkung wird eingehend behandelt. Für die Ursachen kommen neben der Geländegestaltung, der Morphologie vor allem in Frage die Kornverteilung des Straßenumtergrundes wie auch der gesamte Wasserhaushalt. Der Transport der Wasserteilchen ist danach nicht allein von den Kapillarkräften abhängig, sondern es spielen hier auch Sorptionskräfte und Hydratationsvorgänge eine Rolle. Neben der Bodenstruktur ist somit auch der Kolloidgehalt des Bodens von Bedeutung. Es wird eine ganze Reihe von praktischen Versuchen unter künstlichen und natürlichen Bedingungen zur Erforschung der Frostvorgänge beschrieben. Eingehend behandelt werden auch Frosteinwirkungen an Hängen (Frosthebungen in Verbindung mit Frostabdrückung). Durch Frosthebungen der Hangdecken können direkte Bewegungsvorgänge nach der Talsohle hin ausgelöst werden. Frostwanderungen und damit Steintransport können als neue morphologische Faktoren betrachtet werden. Solche Vorgänge sind für die Bodenbildung und die Bodenzerstörung, das Wachstum am Hang und die Denudations- und Formvorgänge der winterkalten Gebiete von großer Bedeutung.

Die vorliegende Arbeit gibt auf alle Fälle einen guten Überblick über das gesamte Frostproblem und läßt neue Momente, die der Bearbeitung der Frage nach Ursache und Wirkung des Bodenfrostes dienen, erkennen.

R. KÖHLER

BIESKE, E.

### Handbuch des Brunnenbaus

(Bd. I, Grundwasserkunde, Geräte, Baustoffe). Verlag Rudolf Schmidt, Berlin-Konradshöhe. 1956 — 448 S., 392 Abbildungen und 71 Tafeln. — Format  $15 \times 24\text{ cm}$ , Ganzleinen DM 56,—

Der durch sein bereits in 5. Auflage erschienenes Standardwerk „Bohrbrunnen“ bestens bekannte Fachmann legt mit dem vorliegenden ersten Band seines „Handbuches des Brunnenbaus“ eine Neuerscheinung vor, die in erster Linie als Lehrbuch für den Brunnenbauernachwuchs gedacht ist



und einen umfassenden Überblick über das Gesamtgebiet des Brunnenbaues auf breitester Grundlage unter Berücksichtigung der neuesten Brunnenbauverfahren geben soll. Aber auch alle diejenigen, die in ihrer beruflichen Arbeit mit dem Brunnenbau zu tun haben — Brunnenbauer, Bohrmeister, Geologen, Bergingenieure, Wasserwirtschaftler und Verwaltungsfachleute —, werden aus diesem Buch Nutzen ziehen.

Der vorliegende Band gliedert sich in drei Abschnitte. Der Abschnitt A „Grundwasserkunde“ — bearbeitet durch Prof. Dr. ERNST BECKSMANN, Heidelberg — behandelt nach kurzer Einführung in die Bildung des Grundwassers auf 67 Seiten den Speicherraum sowie die Physik, Chemie und Hygiene des Grundwassers.

Der durch Dr.-Ing. BIESKE bearbeitete 318 Seiten umfassende Hauptabschnitt B „Geräte“ befaßt sich zunächst mit den verschiedenen Gesteinsarten, die zwecks Gewinnung von Grundwasser durchteuft werden müssen. Anschließend werden die sämtlichen Brunnenbau- und Bohrverfahren ausführlich dargestellt. Es folgen eingehende Betrachtungen über die im Brunnenbau üblichen Geräte, Werkzeuge, Bohrer, Bohrrohre, Bohrgestänge, Sprengmittel, Bohrwinden, Bohrkrane, Versuchspumpen und Antriebsmaschinen.

Im letzten Abschnitt C „Baustoffe“ — bearbeitet durch Dipl.-Ing. ROLF KOCH, Heidelberg — werden auf 35 Seiten Holz, Eisen und Stahl, Mauersteine, Mörtel, Beton, Brunnenringe aus Beton und Gußeisen als Hilfsbaustoffe für den Brunnenbau ausführlich gewürdigt.

Ein alphabetisches Stichwortverzeichnis und ein Firmenverzeichnis beschließen das Buch.

Das reich bebilderte, mit vielen Zahlentafeln und Berechnungsbeispielen versehene Werk stellt in seiner Ausführlichkeit und klaren Darstellungsweise ein wertvolles Rüstzeug für die Praxis des Brunnenbaus dar und verdient weiteste Verbreitung.

Es ist vom Verfasser beabsichtigt, in einem zweiten Band des Handbuches das Abteufen von Brunnen in seinen verschiedenen Ausführungsformen zu behandeln. Ein dritter Band mit den Hauptabschnitten über Pumpen und Wasserreinigung soll das Brunnenbau-Handbuch beschließen. Auch die geplante Herausgabe dieser beiden Ergänzungsbände entspricht einem dringenden Bedürfnis der Fachwelt.

VIEWEG

MUTSCHMANN, J. &amp; F. STIMMELMAYR

### Taschenbuch der Wasserversorgung

Francksche Verlagshandlung, Stuttgart 1956, 697 S., 453 Abbildungen und Zahlentafeln, Kunstledereinband, 14,5 × 10,5 cm, Preis 29,50 DM

Zwei namhafte, langjährig erfahrene Fachleute der Wasserwirtschaft haben mit dem vorliegenden Taschenbuch ein bedeutsames Nachschlagewerk geschaffen, das über alle theoretischen und praktischen Fragen der Wasserversorgung Auskunft gibt.

Inhaltlich gliedert sich das Buch in vier Abschnitte. Teil I „Allgemeines“ bringt auf 118 Seiten mathematische Formeln und Zahlentafeln, ferner eine kurze Einführung in die Grundlagen der Statik, der Festigkeitslehre und des Vermessungswesens.

In dem 444 Seiten umfassenden Hauptabschnitt des Buches, Teil II „Technik der Wasserversorgung“, finden sich zunächst ausführliche Zahlenangaben über den Wasserverbrauch. Anschließend werden die Grundlagen der Hydrologie (Kreislauf des Wassers, der Boden als Wasserträger, Geologie und Wasservorkommen, hydrologische Erhebungen, Auswertung eines Pumpversuches u. a.) behandelt. Es folgen Darlegungen über die Wasserfassung, Wasseraufbereitung, Wasserhebung und Wasserverteilung.

Teil III ist mit 106 Seiten der Baudurchführung und dem Betrieb von Wasserversorgungsanlagen gewidmet, in dem viele praktische Hinweise gegeben werden.

Im Teil IV sind auf 12 Seiten die einschlägigen DIN-Normblätter sowie fachliche Vereine, Verbände und Literaturangaben aufgeführt. Den Abschluß des Werkes bildet ein Firmenverzeichnis und ein alphabetisches Stichwortverzeichnis. Zahlreiche instruktive Abbildungen, Diagramme und Tabellen erleichtern das Verständnis des Taschenbuches.

Mit dem Erscheinen dieses bedeutsamen Werkes wird eine seit langem fühlbare Lücke im Fachschrifttum der Wasserversorgung geschlossen. Das Taschenbuch wird nicht nur

allen Projektanten und Bauleitenden des Wasserversorgungswesens im Büro und auf der Baustelle ein unentbehrlicher Ratgeber sein, sondern auch für die im Wasserversorgungsfach gutachtlich tätigen Geologen und Hygieniker sowie für die Studierenden von großem Nutzen sein.

Dem bestens ausgestatteten und sich durch eine klare Ausdrucksweise auszeichnenden Werk ist weiteste Verbreitung zu wünschen.

VIEWEG

KNAUST, W.

### Schädliche Bestandteile der natürlichen Zuschlagstoffe

Mitteilungen für die volkseigene Baustoff-Industrie, 1956, S. 316—320

Bei der Beurteilung der Güte von Zuschlagstoffen für Mörtel und Beton spielt neben der Kornzusammensetzung, den Gesteinseigenschaften und der Kornform auch noch der Gehalt an „schädlichen Bestandteilen“ eine wesentliche Rolle. Zu den schädlichen Bestandteilen zählen mehlfeine Stoffe, sobald sie eine bestimmte Menge überschreiten, Salze und Stoffe organischen Ursprungs. Diese Stoffe können den Verlauf der Erhärtung des Mörtels und Betons ungünstig beeinflussen oder auch dem erhärteten Beton Schäden zufügen.

Als mehlfeine Stoffe, auch Abschlammables genannt, kommen Lehm und Ton in Betracht, die oft in natürlichen Sand- und Kiesvorkommen zu finden sind. Besonders schädlich kann feiner Gesteinsstaub sein, der viel Glimmer enthält. Schädliche Stoffe organischen Ursprungs sind humusartige Bestandteile und Kohleteilchen. Die humusartigen Stoffe können den Erstarrungsverlauf des Mörtels oder Betons verzögern. Kohleteilchen, besonders Braunkohleteilchen, können eine Quellung hervorrufen und damit zur Zersetzung des Gefüges führen.

Zu den schädlichen Bestandteilen zählen weiterhin Schwefelverbindungen, soweit sie als Sulfate vorliegen bzw. bei Luftzutritt zu Sulfaten oxydiert werden können. Diese Stoffe können in zementhaltigen Mörteln und Betonen zu Schäden durch Korrosion, Durchfeuchtung und Ausblühungen führen, besonders dann, wenn Feuchtigkeitseinwirkung hinzutritt. Bei Verwendung von Fluß- und Seesanden ist auf die Anwesenheit von Salzen besonders zu achten.

Der Verfasser bringt nähere Angaben über Prüfmethoden zur Erkennung dieser schädlichen Bestandteile. Sch.

MALIN, K.

### Neue Wege zur Entwicklung der Schwefelsäureproduktion

„Promyschlenno-Ekonomitscheskaja Gaseta“ vom 16. 1. 1957

Der Verfasser setzt sich dafür ein, daß die Rohstoffbasis der Schwefelsäureherstellung in der UdSSR verbreitert wird, da die Schwefelsäureherstellung im gegenwärtigen Planjahr fünf um 91% erhöht werden soll. Im Jahre 1955 wurden in der UdSSR 79% der Schwefelsäure aus Pyrit, 13% aus den Abgasen der Nichteisenmetallurgie und 8% aus Reinschwefel gewonnen. In der nächsten Zeit soll dieses Verhältnis durch stärkere Verwendung von Reinschwefel und von Abgasen geändert werden. Auch der Schwefelwasserstoff, der bei der Reinigung der Kokerei-, der Erdöl- und Erdgase anfällt, soll mehr als bisher ausgewertet werden. Der Verfasser macht dann Angaben über die Verbesserung der gegenwärtigen Produktionsprozesse und kommt zu dem Schluß: die Einführung der neuen Methode des Röstens von Pyrit, die Anreicherung schwacher Gase und die Entwicklung der Sauerstoffproduktion auf der Grundlage billiger elektrischer Energie machen es möglich, 100%iges Schwefelgas und Sauerstoff in ausreichenden Mengen zu gewinnen. Deshalb muß die bereits laufende Entwicklung des Kontakt- und Nitroverfahrens unter Verwendung von Sauerstoff und konzentriertem Schwefelgas energisch betrieben werden. Billiges konzentriertes und 100%iges Schwefelgas kann aus schwachen Gasen, vor allem in Verbindung mit der Erzeugung von Düngemitteln, gewonnen werden. So bietet z. B. die Absorption von schwachem Schwefelgas durch eine Ammoniaklösung oder durch Kalkmilch mit nachfolgender Zersetzung der Sulfit-Bisulfit-Lösungen durch die entsprechende Säure die Möglichkeit, Ammoniak- und Kalziumnitrat, Ammoniumsulfat, Präzipitat, Ammoniummonophosphat, konzentriertes oder 100%iges Schwefelgas zu gewinnen.



## Nachrichten

### Lagerstättenforschung in der UdSSR

Der Minister für Geologie und Lagerstättenschutz der UdSSR, P. ANTROPOW, gab kürzlich ein Interview, das die Redaktion auszugsweise veröffentlicht:

„Das gesamte Territorium der Sowjetunion wird schon seit langem planmäßig und umfassend geologisch erforscht, um Vorkommen an mineralischen Rohstoffen zu finden und zu erschließen, die die Volkswirtschaft braucht. In den letzten Jahren sind Arbeiten abgeschlossen worden, die bereits vor 20 und 25 Jahren begonnen wurden.

Zum erstenmal ist eine geologische Karte der UdSSR im Maßstab 1:2500000 geschaffen worden. Jetzt wird die Arbeit an einer Karte im Maßstab 1:1000000 beendet, die aus 178 einzelnen Blättern besteht. Diese Karten konnten entstehen, weil es gelang, die „weißen Flecke“ zu beseitigen, d. h. das gesamte Territorium des Landes zu untersuchen. Es ist zweifellos eine wichtige wissenschaftliche Errungenschaft, daß ein Kartenwerk für ein Territorium geschaffen wurde, welches ein Sechstel des Festlandes der Erde einnimmt. Eine solche Karte ermöglicht den Geologen eine planmäßige und zielstrebige Forschungsarbeit. Gleichzeitig ist zu erwähnen, daß die Geologen neue und sehr wirksame Such- und Erkundungsmethoden sowie eine leistungsfähige, schnell funktionierende Bohrtechnik anwenden. Begeisterung und das hohe Pflichtbewußtsein gegenüber der Heimat befähigen unsere Erkundungsspezialisten, jene großen und verantwortungsvollen Aufgaben zu lösen, die uns der XX. Parteitag der KPdSU gestellt hat.

### Wichtige neue Erkenntnisse

Das Wissen über unsere Bodenschätze ist wesentlich erweitert worden. Mit ihren Vorräten der verschiedenen wichtigen mineralischen Rohstoffen wie Erdöl, Eisen, Mangan, Kupfer, Blei, Wolfram, Chrom, Kalisalzen, phosphorhaltigen Rohstoffen u. a. hat die Sowjetunion heute, was den Reichtum an Mineralen betrifft, mit den ersten Platz in der Welt inne.

Östlich des Urals liegt das Kusnezsk-Becken, dessen Kohlen die Vorräte aller Kohlenbecken des Europäischen Teils der UdSSR um das Dreifache übersteigen. Und noch weiter östlich gibt es gewaltige, bisher noch verhältnismäßig wenig erforschte Steinkohlegebiete, wie das Tunguska- und das Lena-Gebiet, deren Reserven vermutlich alle in unserem Lande bekannten Kohlenvorräte übertreffen werden. Die Sowjetunion hat im Hinblick auf die Kohlenvorräte Aussicht, in nächster Zeit den ersten Platz in der Welt einzunehmen.

Unter den Forschungsergebnissen der letzten Jahre haben die Entdeckungen von riesigen Bauxitvorkommen in Kasachstan und von bedeutenden Eisenerzlagern im Gebiet der Sokolowy-Berge nördlich Kuibyschew, in Südjakutien, Belgorod usw., wo neue metallurgische Kombinate errichtet werden können, eine außerordentlich große Bedeutung. Im Fernen Osten und in der Ukraine werden umfangreiche Lagerstätten von Nichteisenmetallen und seltenen Metallen untersucht, die für die Entwicklung der Elektronik sowie der Atomtechnik besonders wichtig sind. Große Leistungen vollbringen die sowjetischen Geologen auch bei der Versorgung unserer Uranindustrie mit Rohstoffen.

Die wissenschaftlich begründete und technisch gut ausgerüstete geologische Erkundung, die umfassend durchgeführt wird, da sie gleichzeitig nach vielen Bodenschätzen forscht, hat so gute Ergebnisse gezeigt, daß sogar alte Bergbaugebiete wie der Ural wieder an Interesse gewinnen. Hier werden neue Lagerstätten von Eisen, Mangan, Kupfer, Nickel, Titanerzen usw. entdeckt. Die Erkundung ermittelte auch in vielen anderen Gebieten reiche Vorkommen an Bodenschätzen. Es sind z. B. alle Voraussetzungen gegeben, daß im Gebiet zwischen Jenissei und Lena (Mittelsibirisches Bergland) ein Industriegebiet für die Verwertung der dort auftretenden mineralischen Rohstoffe geschaffen werden könnte, das eine ähnliche Bedeutung haben würde wie das jetzige Industriegebiet des Urals. Übrigens grenzen an dieses Gebiet die Diamantlagerstätten von Jakutien.

Die Geologen erweisen auch der Landwirtschaft wertvolle Unterstützung. Neben der Erkundung neuer Vorkommen von Kalisalzen und Phosphaten (von Interesse ist, daß in den Gebieten der Erschließung von Neuland und Altbrachen in

Kasachstan neue Lager von hochwertigen Phosphoriten entdeckt worden sind) werden auch hydrogeologische Untersuchungen, in erster Linie in den Wüsten- und Halbwüstengebieten, durchgeführt.

### 20000 Geologen

Der Geologische Dienst der Sowjetunion verfügt über die notwendigen Fachkräfte. In der UdSSR gibt es allein mehr als 20000 Geologen. An der kartographischen Aufnahmearbeiten jährlich bis zu 300 geologische Trupps in den verschiedensten Gegenden des Landes. Ihnen stehen moderne technische Hilfsmittel zur Verfügung. Neuerdings liefern Luftaufnahmen die Hauptunterlagen für die Zusammenstellung der geologischen Karten. Magnetische und funkmeßtechnische Untersuchungen aus der Luft beschleunigen, erleichtern und verbilligen die Suche nach Erdöl, Erdgas, radioaktiven Erzen und vielen anderen mineralischen Rohstoffen.

Zu den Such- und Erkundungsmethoden gehören gravimetrische, seismische und elektrische (Funkmutung) Verfahren. Das Alter der Gesteine wird nach radioaktiven Verfahren bestimmt. Nach und nach werden bei den geologischen Schürfarbeiten auch der Ultraschall und das Vibrationsbohren angewandt.

### Große Aufgaben im 6. Fünfjahrplan

Die Aufgaben der Geologen für die nächste Zeit sind in den Richtlinien des XX. Parteitags der KPdSU für den sechsten Fünfjahrplan festgelegt. Diese Aufgaben sind groß und nicht einfach zu lösen. Es handelt sich nämlich darum, daß man die riesigen Vorräte der verschiedenen Bodenschätze dort auffinden muß, wo sie die Volkswirtschaft besonders notwendig braucht und wo die günstigste Standortverteilung zu erreichen ist. Vor den Geologen steht die Aufgabe, die mineralische Rohstoffbasis für die Eisenhütten in den östlichen Gegenden zu entdecken und die Mineralrohstoffbasis an Nichteisenmetallen, seltenen Elementen, dispersen Elementen und anderen Bodenschätzen wesentlich zu erweitern, um unsere sozialistische Wirtschaft mit allen Arten mineralischer Rohstoffe ausreichend und allseitig zu versorgen.

Auf einer Anfang März stattgefundenen Pressekonferenz wurde vom Präsidium der Akademie der Wissenschaften der UdSSR u. a. folgende Mitteilung über die Erforschung neuer Bodenschätze gemacht:

Die 1956 unter Leitung von S. LEMTSCHENKO durchgeführte Expedition „Krasnojarsk“ (Ostsibirien) arbeitete auf einem Territorium von 2½ Mio km². Sie stellte unter anderem fest, daß die riesigen Kohlevorkommen des Kansk-Atschinsk-Beckens für die nächsten Jahrfünft die billigste Steinkohle der Sowjetunion liefern können. Die Vorräte werden auf rund 80 Mrd. t geschätzt. Ein anderes Kohlevorkommen mit etwa 20 Mrd. t wurde bei Minussinsk festgestellt. Die Hälfte der dortigen Kohle läßt sich im Tagebau gewinnen. Dabei würden, wie die Expedition errechnete, die Selbstkosten ungefähr 17 Rubel je Tonne betragen.

Im Kreis Birjussj, ebenfalls im Krasnojarsker Gebiet, wurden Steinsalzvorkommen entdeckt, die auf mehrere Mrd. t geschätzt werden. Neben Steinsalz wurden auch Kalisalze gefunden. Auf Empfehlung der Expedition wurde mit der industriellen Erschließung des Vorkommens begonnen. Die Expedition wird ihre Arbeit 1957 in 27 Abteilungen fortsetzen, wobei ihr außer Schiffen und Kraftwagen auch ein Flugzeug zur Verfügung stehen wird.

Die Transbaikalexpedition unter Leitung von S. POPOW stellte auf Grund ihrer bisherigen Tätigkeit einen Perspektivplan für die Entwicklung der Volkswirtschaft des Gebietes Tschita an der sowjetisch-chinesischen Grenze auf. Unter anderem ist die Errichtung eines großen Hüttenkombinats vorgesehen, das jährlich 3 Mio t Roheisen, 3 Mio t Stahl und 2½ Mio t Walzgut erzeugen soll.

1956 wurde die Erforschung der Naturschätze und Produktivkräfte der Burjat-Mongolischen Autonomen Sowjetrepublik abgeschlossen. Eine Karte wurde fertiggestellt, die wertvolle Hinweise für die weitere Erforschung seltener Metall-Erzvorkommen (Wolfram, Molybdän und Blei) enthält.



Die sogenannte Südexpedition der Akademie der Wissenschaften unter Leitung von Prof. BROD will in den Wüsten Kara-Kum und Kysyl-Kum östlich des Kaspischen Meeres die wissenschaftliche Voraussetzung für die Suche nach Erdölvorkommen schaffen. Es wurde bereits festgestellt, daß sich östlich des Kaspischen Meeres ein riesiger Erdölgürtel von West-Turkmenien durch die Kara-Kum bis zum Amu-Darja hinzieht.

E.

### Geologische Forschung in China

Der Mitarbeiter des Neuen Deutschland, GEORG KRAUSZ, veröffentlichte aus dem Tagebuch einer Chinareise seine Eindrücke, die er in Tschangtschun gewann, wo sich im Palast der Geologie das Geologische Institut für Nordost-China befindet. Tschangtschun ist die Hauptstadt der Provinz Kirin, die besonders reich an mineralischen Rohstoffen ist. Die Zahl der Studierenden an dieser Hochschule beträgt etwa 3500 und wird in Kürze auf 6000 erhöht werden. Über 2000 ausgebildete Geologen haben diese Hochschule, die erst seit einigen Jahren besteht, bereits verlassen. Unter den Geologen und den Studenten befinden sich zahlreiche Angehörige von 8 verschiedenen nationalen Minderheiten. Das ist kein Zufall; denn die Tätigkeitsgebiete der geologischen Forscher liegen meist in den von nationalen Minderheiten bewohnten ausgedehnten westlichen, nordwestlichen und nordöstlichen Gebieten der Volksrepublik. Auch Söhne und Töchter der im Ausland lebenden Chinesen sind unter der Studentenschaft vertreten, deren große Mehrheit Arbeiter- und Bauernsöhne und -töchter bilden. Ein Fünftel der Studierenden sind Mädchen.

Über die Stimmung der chinesischen Geologiestudenten teilt KRAUSZ mit: „Die chinesische Jugend wendet sich mit großem Eifer und mit Begeisterung dem geologischen Studium zu. Sie ist sich der Bedeutung der geologischen Durchforschung des Landes nach Rohstofflagerstätten im Interesse einer schnellen sozialistischen Industrialisierung voll bewußt, zumal vieles rasch nachzuholen ist, denn im alten China lag diese Forschung sehr im argen.

Nach der Befreiung, so berichtet Rektor JAN BAU-MIN, ist die geologische Forschung und Ausbildung vor allem mit Unterstützung hervorragender sowjetischer Fachleute entwickelt worden. Schon die bisherigen Ergebnisse haben bewiesen, daß China an Rohstoffen überreich ist. Um sie nutzbar zu machen, muß man natürlich nicht nur ihre Lagerstätten finden, sondern sie auch durch den Bau von Straßen, Eisenbahnen, Gruben, Aufbereitungs- und Industrieanlagen erschließen.“

In einem Interview teilte Prof. TUNG SEN-BAO, der Dekan der Fakultät für Forschung mit, daß man früher behauptet habe, die tektonische Beschaffenheit des chinesischen Bodens schließe Erdölfunde aus und es habe daher keinen Sinn, in China nach Erdöl zu suchen. Jahrzehntlang wurde vor allem von amerikanischer Seite diese Theorie verbreitet. Mit Stolz wies Prof. TUNG SEN-BAO darauf hin, daß man bereits reiche Erdölfelder entdeckt habe und daß es gewiß sei, daß man weitere entdecken werde.

„Geologie wird im neuen China ganz groß geschrieben. Früher war das Gegenteil der Fall. Höchstens 200 Menschen befaßten sich damals mit Geologie, auch nur mehr theoretisch. Heute hat die Volksrepublik bereits über 10000 wissenschaftlich ausgebildete, lehrende und praktisch tätige Geologen. Tausende werden auf drei speziellen Hochschulen, in Peking, Tschengtu und Tschangtschun, außerdem auf Fakultäten verschiedener Universitäten und in besonderen Fachschulen ausgebildet.

Unser Beruf gehört in der Volksrepublik zu den wichtigsten und geschätztesten. Wir sind sozusagen Pioniere der Industrialisierung, haben den Auftrag, für die Verwirklichung der Fünfjahrpläne die nötigen mineralischen Rohstoffe aufzufinden. Wir klopfen den Leib Chinas mit dem Geologenhammer ab und entdecken immer neue Lagerstätten wertvoller Rohstoffe – Erze, Metalle und Öl. Aber nicht nur das. Neben dieser Forschungstätigkeit haben unsere Geologen wichtige Aufgaben beim Bau von Brücken, Straßen, Dämmen und Eisenbahnen, denn von der geologischen Beschaffenheit des Bodens hängt weitgehend die Methode der Verwirklichung solcher Vorhaben ab. Deshalb besitzen unsere Hochschulinstitute auch besondere Abteilungen zur Ausbildung von Ingenieurgeologen, die diese Aufgaben bewältigen.“

Zum Schluß seines Interviews erklärte Prof. TUNG SEN-BAO: „Ihr Land hat uns bei der Ausrüstung unseres Instituts geholfen; wir brauchen noch viele Geräte und Apparate und hoffen, daß wir sie von der Präzisions- und optischen Industrie der DDR erhalten können.

Wir haben große Hochachtung vor der deutschen geologischen Wissenschaft, und wir möchten mit unseren deutschen Fachkollegen engere Verbindung haben. Wenn Sie in Ihre Heimat zurückkehren, grüßen Sie von uns unsere deutschen Kollegen, überbringen Sie ihnen unseren Wunsch und zugleich unseren Dank für die Hilfe, die wir von ihnen erhalten haben.“

Wir erwidern diese Grüße und hoffen, daß die fachlichen Verbindungen zwischen den chinesischen und deutschen Geologen immer enger werden mögen, um das gemeinsame Ziel zu erreichen, für den Aufbau der sozialistischen Wirtschaft die nötige Basis an mineralischen Rohstoffen zu schaffen.

E.

### Verbreiterung der Erzbasis in Venezuela

In letzter Zeit sind in Venezuela reiche Vorkommen von Eisen, Bauxit, Thorium, Uran und anderen Erzen entdeckt worden, welche möglicherweise hinsichtlich ihrer wirtschaftlichen Bedeutung einmal an den Wert der Erdölvorräte heranreichen können. Es wird angenommen, daß die Vorräte Venezuelas an hochgradigen Eisenerzen mehr als 2 Mrd. t betragen. Die Eisenproduktion belief sich im vergangenen Jahr auf etwa 11 Mio t. Die Einnahmen der Regierung an der Eisenproduktion steigen beständig. Um die Erlangung entsprechender Konzessionen bemühen sich außer US-amerikanischen auch japanische, westdeutsche und niederländische Gesellschaften.

Die neu entdeckten Bauxitvorkommen im Staate Bolivar versprechen eine gute Ausbeute. Es wurden mehrere kleine Lager hochgradigen Bauxits festgestellt, von denen jedes etwa 1 Mio t enthält. Desgleichen wurde ein größeres Lager eines geringwertigeren Bauxits erschlossen, dessen  $Al_2O_3$ -Gehalt etwas über 40% beträgt. Seitens der Regierung Venezuelas wird erwogen, eine eigene Aluminiumhütte zu errichten.

Die neuerschlossenen Uranvorkommen befinden sich im Staate Tachira im westlichen und die von Thorium im östlichen Teil des Landes.

Aus: „The New York Times“, International Air Edition, Amsterdam, vom 25. 12. 56.

B.

### Lagerstätten und Bergbau in Marokko

Für Marokko ist der Bergbau der zweitwichtigste Wirtschaftszweig. Eine genauere geologische Erforschung des Landes und seine bergbauliche Erschließung begann erst nach dem ersten Weltkrieg. Die Karte, die wir einem Bericht des Deutschen Instituts für Marktforschung, Berlin, entnehmen, zeigt die wichtigsten Lagerstätten Marokkos.

Von besonderer Bedeutung für die Wirtschaftsentwicklung des Landes sind die Phosphatvorkommen. Nachdem Marokko bereits vor dem zweiten Weltkrieg in der Phosphatförderung an zweiter Stelle, bei der Gewinnung von Kobalt an dritter Stelle der Produktion des kapitalistischen Wirtschaftsbereiches lag, rückten in der Nachkriegszeit Mangan an die fünfte Stelle, Blei an die siebente Stelle und Zink an die vierzehnte Stelle. Während es 1914 in Marokko noch keine Bergwerke von Bedeutung gab, beläuft sich heute deren Zahl auf etwa 200, unter denen sich allerdings viele kleine und mittlere Gruben befinden. Etwa 40000 Arbeiter, also knapp 1% der Marokkaner, sind in Bergwerken beschäftigt.

Die für Marokko wichtigsten Phosphatvorkommen von Khouiriga, südöstlich von Casablanca, Qued-Zem und Louis-Gentil östlich von Safi gehören gleichzeitig zu den größten Lagerstätten der Welt überhaupt. Sie liegen infolge der Küstennähe außerordentlich günstig. Weitere bekannte Lagerstätten, die aber noch nicht abgebaut werden, befinden sich bei Tadla, im Südosten bei Qued-Zem und am Fuße des Atlas, nahe Marrakesch, bei Chichaoua, Jenintanout und Meskala. Die Vorräte an Phosphat sind sehr groß; sie werden auf 110–130 Mio t geschätzt. Der durchschnittlich auswertbare Phosphatgehalt liegt in Khouiriga bei 75%, in Louis-Gentil bei 70%. Die Lagerstätten weisen im Gegensatz zu den Lagern von Tunesien und Algerien einen höheren Prozentsatz Trikalziumphosphat auf. Marokko, Algerien



und Tunesien sind insgesamt mit etwa 30% an der Phosphatförderung der Welt beteiligt. Die Kapazität der Anlagen gestattet gegenwärtig eine Produktion von etwa 5 Mio t.

Die größte Mangangrube liegt bei Imini, nordwestlich Quarzazat, im südlichen Atlas. Mehr als 50% der gesamten marokkanischen Förderung entfallen auf diese Lagerstätte mit einem durchschnittlichen Metallgehalt von 45–50%. Weitere Gruben, die teilweise nur einen Metallgehalt von 30% aufweisen, befinden sich im östlichen Marokko zwischen Taourirt und Oujda und bei Bou-Arfa, das nördlich Colomb-Béchar an der algerischen Grenze, in einer Eisenbahnentfernung von 250 km südlich von Oujda in den äußersten Hügeln des Hohen Atlas liegt.

Die Vorräte (siliziumarme und siliziumreiche Erze) werden auf Grund noch nicht abgeschlossener Untersuchungen auf etwa 8 Mill. t geschätzt.

Die Produktion betrug in den letzten Jahren durchschnittlich je 350 000 t metallurgisches Manganerz.

Das Kobalterz von Bou-Azzer, dessen Lagerstätte sich südlich von Quarzazat in schwer zugänglichem Wüstengebiet befindet, ist stellenweise reich an Gold, das in gediegenem Zustand vorkommt. Das Erz enthält im Durchschnitt 13,25% Kobalt, 3% Nickel und 21% Arsen. Die Förderung beträgt etwa 6000 t.

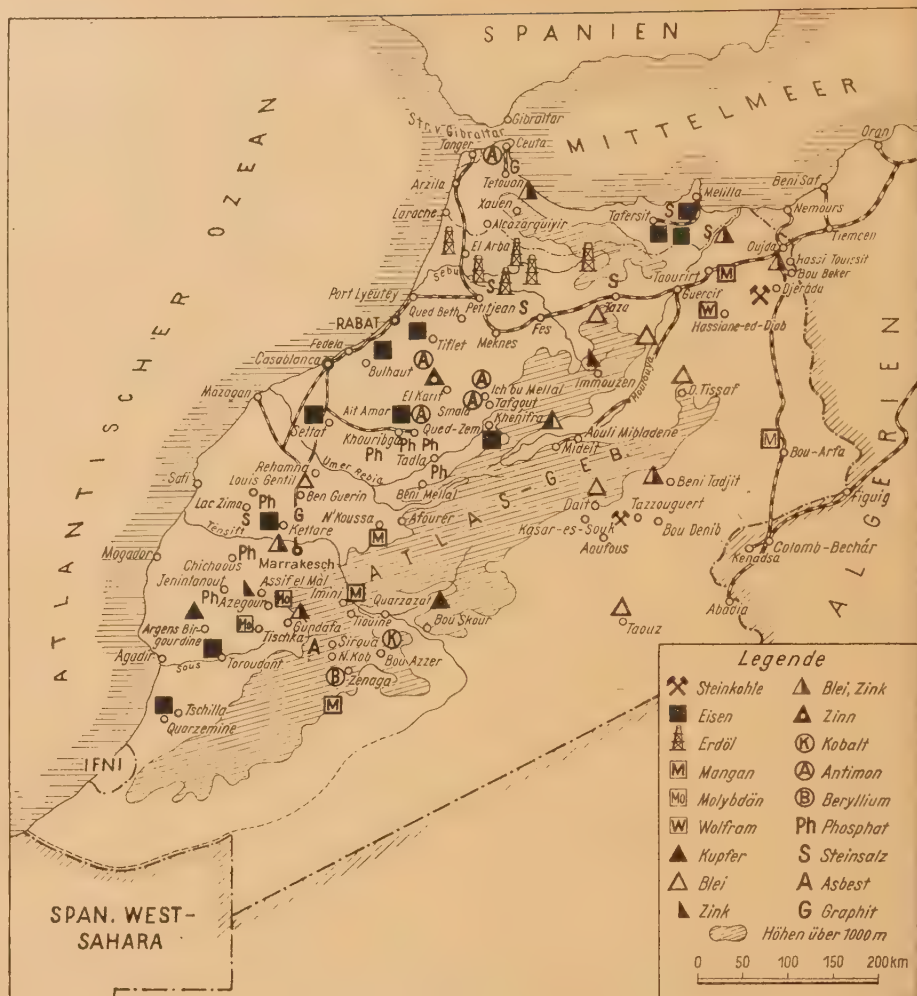
Die hauptsächlichsten Vorkommen an Blei und Zink liegen südlich Oujda bei Hassi-Touissit und Bou Beker an der algerischen Grenze und bei Aouli-Mibladen zwischen dem Mittleren und dem Hohen Atlas. Weitere kleine Vorkommen liegen im Gebiet von Marrakesch. Insgesamt werden die Vorräte auf etwa 1,2 Mio t Pb und über 600 000 t Zn geschätzt. 1955 sind etwa 130 000 t Bleierz gefördert worden.

Marokko verfügt über zahlreiche Eisenerzlagerstätten. Die bedeutendsten liegen einige Kilometer südlich von Khenifra an den Hängen des Djebel-Bou Ouzel, wo das Erz 50 m, stellenweise 100 m, mächtig ist. Weitere Eisenerzlagerstätten befinden sich bei Tiflet, östlich von Rabat, bei Bulhaut, 20 km vom Hafen Fedala entfernt, bei Keradid westlich von Settat und bei Ait-Amar, nördlich von Qued-Zem. Die Erzvorräte werden auf etwa 60 Mio t geschätzt. Der durchschnittliche Fe-Gehalt beläuft sich auf 40–45%. Bei Ait-Amar kann das Erz im Tagebau gewonnen werden.

Im Jahre 1928 wurden die ersten Kohlenlager im Norden Marokkos, unweit der algerischen Grenze bei Djerada im Raum von Oujda, festgestellt. Das im Süden Marokkos am Unterlauf des Ziz gelegene Kohlenbecken ist noch kaum untersucht, obwohl die Vorkommen beträchtlich sein sollen.

Fast die gesamte bisherige Kohlenförderung stammt aus dem modern ausgerüsteten Kohlenbergwerk von Djerada. Gefördert wird ein sehr guter Anthrazit, der dem besten englischen Anthrazit gleichwertig sein soll. Die Vorräte werden auf etwa 100 Mio t und mehr geschätzt. Die gesamte Produktion hat sich von 100 000–140 000 t vor dem zweiten Weltkrieg auf 460 000 t im Jahre 1952 und auf 565 000 t im Jahre 1953 erhöht.

Daß neben Anthrazit noch andere Kohle gefunden werden kann, ist nach den bisherigen geologischen Untersuchungen wenig wahrscheinlich. Marokko kompensiert die Ausfuhr seiner Anthrazitkohle mit Einfuhren bestimmter anderer Kohlenarten.



Die Lagerstätten Marokkos

Die heute bekannten Erdölvorkommen liegen östlich der Linie Larache-Petitjean an der Küste und reichen bis in die Gegend von Tizeroute. Heute fördern nur die beiden Felder von Qued Beth und Sidi-Fili. Obwohl die augenblickliche Produktion noch relativ gering ist, Marokko aber von den drei Atlasländern am meisten Erdöl produziert und der ganze Norden Marokkos ölhaltig ist, kommt der Entwicklung der Erdölindustrie eine große Bedeutung zu.

Molybdänglanzlagerstätten finden wir bei Azegour, südlich von Amizmiz.

Die einzige, schon seit 1924 zeitweise abgebaute Graphitlagerstätte liegt im Djebilet, 30 km nördlich von Marrakesch.

Steinsalzlager befinden sich in der Nähe von Fes, im Hohen Atlas und seinen nördlichen Vorketten, bei Emaghén und 60 km östlich Marrakesch sowie südöstlich Mogador. Seit dem Jahre 1929 wird auch das salzreiche Wasser zahlreicher Zuflüsse des Zima-Sees, 70–80 km südöstlich der Küstenstadt Safi, auf Kochsalz verarbeitet.

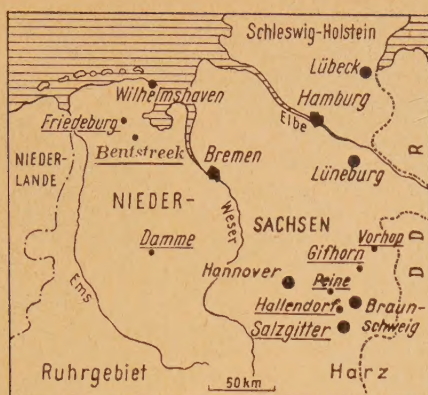
#### Aus den niedersächsischen Eisenerzrevieren Salzgitter

Die neu in Betrieb genommene Rennanlage hat sich gut bewährt; die von ihr hergestellten Luppen werden von der Stahlindustrie als Ersatz für Roheisen verwendet. Sieben Großstahlerzeuger des Ruhrgebietes sollen sich entschlossen haben, mit einem Aufwand von 80 Mio DM eine größere Rennanlage, die mit geringwertigen Brennstoffen betrieben werden kann, zu errichten.

#### Gifhorn

Der Investitionsausschuß der Montanunion hat Anfang Januar 1957 das Gebiet der Eisenerzvorkommen zwischen Salzgitter und Gifhorn befahren. Es wurde beschlossen, den Versuchsschacht im laufenden Jahr abzutiefen. Eine Erz-





aufbereitung soll in Bülten gebaut werden, eine große Anreicherungsanlage in Ilsede. Durch Umstellungen im Hochofenwerk Ilsede soll die Roheisenerzeugung um ein Fünftel gesteigert werden.

#### Bentstreek

Gelegentlich einer Erdölbohrung wurde unweit des Erdölfeldes Etzel bei Bentstreek (in Ostfriesland an der Grenze des Kreises Wittmund zum Land Oldenburg) in etwa 1400 m Tiefe ein größeres Eisenerzlager angefahren. Die Angaben über die Mächtigkeit schwanken zwischen 14 und 40 Metern. Das Erz soll in seiner Qualität dem von Gifhorn entsprechen, also relativ eisenarm sein bei niedrigen Gehalten an Kieselsäure, höherem Kalk- und geringem Phosphorgehalt.

#### US Steel Corporation

Die United States Steel Corporation ist die größte Stahlherzeuger der kapitalistischen Welt. Mit 35,57 Mill. metr. t im Jahr 1955 beherrschte sie rund 31% der Gesamtkapazität der Stahlindustrie in den Vereinigten Staaten.

Die Konzerngliederung der US Steel Corp. umfaßt eine Reihe von Betriebsabteilungen, sogenannte Divisions, die zu einem großen Teil aus ehemaligen Gründerfirmen, die 1901 die Corp. schufen, entstanden. Die US Steel Corp. ist maßgebend für die Preise auf dem nordamerikanischen Stahlmarkt und damit für die ganze kapitalistische Welt richtungsweisend. Sie ist der Stahlherzeuger mit den niedrigsten Produktionskosten. Durch die Tatsache, daß die US Steel Corp. etwas über 50% der Eisenvorräte im Lake-Superior-Bezirk mit mehr als 45% Fe-Gehalt besitzt, setzt sie im Durchschnitt 20% mehr Erz in ihren Hochofen je Tonne Roheisen ein als die anderen amerikanischen Stahlherzeuger.

Die US Steel Corp. ist schon durch die Tätigkeit ihrer Betriebsabteilung Oliver Iron Mining Division die größte Eisenerzgesellschaft in den USA. Ihr Tätigkeitsgebiet liegt in der Nähe des Lake Superior am Rande der Gebirgsketten Mesabi, Vermilion, Gogebie, Marquette und Menominee, wo Hämatiterze vorwiegend gleichbleibender Beschaffenheit und mit einem Fe-Gehalt von durchschnittlich 51% im Tagebau gewonnen werden. Von den 52 Mio t Erzen, die 1955 von der US Steel Corp. gefördert wurden, stammen rund 60% aus diesem Gebiet. Dazu kamen weiter etwa 5 Mio t, die an andere Unternehmen verkauft wurden.

Die besten Erze im Gebiet des Oberen Sees wurden in den Kriegsjahren stark ausgebeutet, so daß man zum Tiefbau und zum Abbau weniger reicher Erzsorten übergehen mußte. 1942 sinterte man in den USA nur 3 Mio t Erz, 1955 bereits 18,7 und 1956 dürfte sich diese Zahl schon verdoppelt haben. Die US Steel Corp. sintert alle Erze, die feinstückiger als 19 mm sind. Die Columbia Geneva Steel Div. bekommt ihr Erz aus Iron Mountain im Staate Utah, wo die Ausbeute durch die US Steel Corp.-Tochter Columbio Iron Mining Co. erfolgt, die ein Drittel der Schürfrechte besitzt. Weitere Tochtergesellschaften des Konzerns kontrollieren durch Abfindungen oder durch lange Pachtverträge weitere teilweise noch unerschlossene Erzlagerstätten. Alle Zahlen über die Ausbeute und die Größe der Lagerstätten sind jedoch mit Vorsicht zu behandeln, da für die angegebenen Vorräte eine Steuer erhoben wird. Es dürfte aber außer Zweifel stehen, daß in etwa 15–20 Jahren die Erzvorräte am Oberen See erschöpft sein werden und daß deshalb neue Gebiete erkundet werden müssen.

Seit Anfang 1954 ist die Orinoco Mining Co. in Venezuela tätig, sie förderte 1956 mehr als 8 Mio t und damit 70% der Gesamtförderung des Landes. Mit 500 Mio t Eisenerz zu 65% Fe-Gehalt besitzt sie eine der reichsten Erzlagerstätten am Cerro Bolivar, 450 km von der Küste entfernt und 150 km südlich des Orinoco. Der Fluß wird ausgebaggert, um für Hochseeschiffe schiffbar zu werden. Gleichzeitig wurden eine Erzbahn sowie eine Autostraße zum Hafen Puerto Ordaz ausgebaut. Man rechnet mit einer jährlichen Erzausfuhr von 10–15 Mio t aus diesem Gebiet.

Das Erz von Cerro Bolivar, das die US Steel Corp. auch in beachtlichen Mengen nach Deutschland und Japan verschifft, ist eine Mischung aus Hämatit und Brauneisenerz. Es ergänzt die Eisenerzvorkommen am Oberen See, kann aber nicht die Lücke bei den Manganerzen schließen.

Über 100 Werke, von denen viele über mehr als eine Fabrikationsstelle verfügen, sind in der US Steel Corp. zusammengeschlossen. Eine Zusammenstellung der Hochofen ergibt die stattliche Anzahl von mehr als 85, dazu kommen noch mindestens 250 SM-Öfen. In den nächsten zehn Jahren will die US Steel Corp. ihre Werke weiter ausbauen und deren Kapazität um jährlich 1 Mio t erhöhen. E.

#### Große Eisenerzlande in Westsibirien

Nach dem Bericht eines TASS-Korrespondenten sind in dem Gebiet von Tomsk in Westsibirien große Eisenerzvorkommen entdeckt worden. Nach Aussagen des sowjetischen Chefgeologen hat man bei Erdölbohrungen in der Nähe der Stadt Kolpaschewo in einer Tiefe von etwa 200 m ein ausgedehntes flözartiges Eisenerzvorkommen aufgeschlossen.

Etwa 70 bis 100 m unter diesem Flöz tritt ein zweites flözartiges Eisenerzlager auf. Auf einer Fläche von rd. 1200 km<sup>2</sup> wurde das erzhohe Gebiet durch 80 Bohrungen weiter erkundet. Die ersten überschlägigen Berechnungen ergaben, daß das Eisenerzvorkommen von Kolpaschewo eines der bedeutendsten der Welt ist. Die Erzqualität ähnelt den Brauneisenerzen von Kertsch, unterscheidet sich aber von diesen durch einen geringeren Gehalt an Phosphor. Das neue sibirische Erz hat einen durchschnittlichen Eisengehalt bis zu 36%, der in einzelnen Lagen des Flözes auf 40% und mehr ansteigt. Augenblicklich ist man dabei,



Die Eisenerzlagerstätte von Kolpaschewo

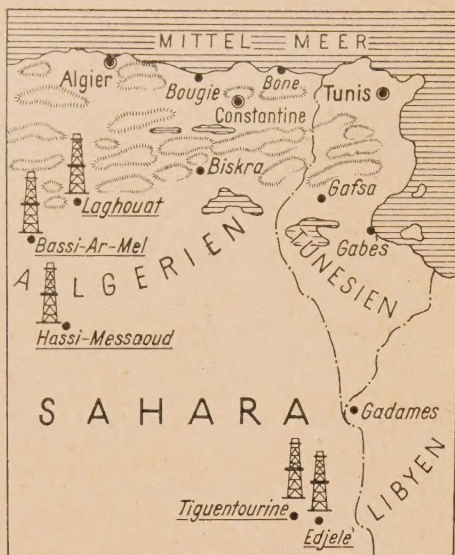
festzustellen, wo die günstigsten Bedingungen für den Abbau des Erzes im Tagebau vorliegen, um dann mit der Ausbeutung der Lagerstätte zu beginnen.

E.

#### Sahara-Öl

Im kommenden Jahr (1958) sollen nach dem Plan der französischen Regierung in der Sahara bereits 500 000 t Öl gefördert werden. Bis 1960 soll die Förderung auf 10 Mio t erhöht werden und damit etwa 35% des französischen Treibstoffbedarfs decken. Fernleitungen nach tunesischen und libyschen Häfen sind geplant. Nach Äußerungen des Staatssekretärs für Industrie und Handel wird voraussichtlich eine 800 km lange Fernleitung aus dem Gebiet von Edjé-Tiguentourine nach Gabès in Tunesien und Tripolis in Libyen gebaut werden. Wegen der ungeklärten Lage in Algerien ist der Beschluß, die Felder von Hassi-Ar-Mel und Laghouat durch eine Fernleitung nach einem algerischen Hafen produktionsreif zu machen, noch nicht gefällt; doch sollen für die Erschließung der Ölfelder Edjé und Hassi-





Die neuentdeckten 5 großen Erdölfelder in der Sahara

Messaoud in der ersten Phase der Erschließung 1,14 Mrd. DM aufgewendet werden. Im zweiten Abschnitt soll eine Raffinerie mit einer Jahreskapazität von 2 Mio t Rohöl im Zuge eines algerischen Industrialisierungsprogramms, das u. a. den Bau eines Stahlwerkes mit einer jährlichen Kapazität von 1,2 Mio t vorsieht, errichtet werden.

Über die neuen Ölvorkommen, die in der Karte dargestellt sind, ist noch folgendes bekannt geworden (vgl. Zt angew. Geol. 1957, S.132): In Hassi-Ar-Mel betragen die bisher bekannten Vorräte etwa 100 Mio t. In Laghouat, nördlich von Hassi-Ar-Mel und nur 350 km südlich von Algier, ist ein sehr großes Erdgasvorkommen und ein Erdölgebiet von schätzungsweise 300 Mio t Vorrat erkundet worden. In Hassi-Messaoud, das in der Luftlinie 650 km südlich Algier liegt, wurde in 3320 m Tiefe ein ölführender

Horizont von 140 m Mächtigkeit aufgefunden. Aus einem einzigen Bohrloch ergaben die Testversuche eine Produktion, die auf 100–150 000 t jährlich veranschlagt wurde. Die Vorräte wurden von den Geologen auf ca. 300 Mio t berechnet. In Edjelé, das 775 km von dem tunesischen Hafen Gabès entfernt liegt, wurden 30 Mio t sichere Vorräte festgestellt, wozu noch 70 Mio t in dem benachbarten Erdölfeld Tiguentourine kommen. Bisher schwanken die Angaben über die Vorräte noch stark. Als Mindestziffer für das gesamte erforschte Gebiet dieser 5 Erdölfelder werden 500 Mio t genannt, während andererseits André LABARTHE in einem offiziellen Bericht die Vorräte der 5 Felder auf 2 Mrd. t und ihre mögliche Jahresproduktion auf 50–60 Mio t berechnet hat. Über die Erdgasvorkommen, deren Vorräte allgemein außerordentlich groß bezeichnet werden, liegen exakte Vorratsberechnungen noch nicht vor sich.

Man rechnet damit, daß sich der wirtschaftliche Aufstieg Frankreichs in neuen Bahnen entwickeln wird, da nunmehr die Aussicht besteht, die Energieknappheit zu überwinden und in eine Ära des Energieüberflusses einzutreten. Kapitalistische Wirtschaftswissenschaftler meinen, die kommende Energieversorgung aus der Sahara könne zu einer völligen Unabhängigkeit Europas von Erdöleinfuhren und somit zur Sicherung des geplanten eurafrikanischen Wirtschaftskomplexes führen.

### Steigender Magnesiumbedarf

Die Verwendung von Magnesium als Reduktionsmittel bei der Produktion von Uran, Titan und Zirkon gab in den USA den Anlaß zur Vergrößerung der Magnesiumproduktion. Bisher wurde Mg in handelsüblicher Reinheit durch Elektrolyse von Magnesiumchlorid gewonnen. Es wurde in 2 Betrieben in Texas aus Meerwasser hergestellt. Das Werk in Freeport hat eine Kapazität von 25 000 t, das regierungseigene Werk in Velasco eine von 50 000 t. Das in diesen Betrieben gewonnene Magnesiummetall enthält nicht mehr als 2% Verunreinigungen. Dieser Reinheitsgrad reicht aber nicht aus, um es als Reduktionsmittel auswerten zu können. Es wird daher von der Regierung ein neues Werk mit einer Jahreskapazität von 5 000 t in Canaan, Conn., gebaut, das reines Magnesium fabrizieren wird.

### Energiereserven der Welt

Dem Aufsatz „Contribution of Nuclear Energy to Future World Power Needs“ vom Departement of Economic and Social Affairs, United Nations (in Band 1 der Veröffentlichung der Genfer Konferenz „Peaceful Uses of Atomic Energy“) entnehmen wir, in stark verkürzter Form,

folgende Angaben über die absoluten Reserven an Stein- und Braunkohlen, Erdöl und Erdgas, Wasserkraft sowie über die Pro-Kopf-Reserven an Gesamtenergie, angegeben in 10<sup>9</sup> kWh Elektroenergieäquivalenten bei vollem Kalorienwert<sup>1)</sup>.

Land	Steinkohle – sicher u. wahrscheinlich		Braunkohle – sicher u. wahrscheinlich		Erdöl – sicher		Erdgasreserven in Produktionsfeldern		Wasserkraft 10 <sup>9</sup> kWh/Jahr		Gesamtmenge	
	An-gabe-jahr	10 <sup>9</sup> kWh <sup>1)</sup>	An-gabe-jahr	10 <sup>9</sup> kWh <sup>1)</sup>	An-gabe-jahr	10 <sup>9</sup> kWh <sup>1)</sup>	An-gabe-jahr	10 <sup>9</sup> kWh <sup>1)</sup>	An-gabe-jahr	10 <sup>9</sup> kWh <sup>1)</sup>	10 <sup>9</sup> kWh <sup>1)</sup>	pro Kopf <sup>2)</sup> 10 <sup>9</sup> kWh
Amerika (gesamt)		11299672		1272290		72904		66710		905	13771765	3959 <sup>3)</sup>
Afrika (gesamt)		613712		633		243		—		1531	2145636	1015 <sup>3)</sup>
UdSSR	1953	9920000	1937	527732		16284	1933	10261	1932	464	11045677	5335 <sup>3)</sup>
Europa (gesamt)		5675040		431791		2070		3482		574	5711019	1423 <sup>3)</sup>
Davon entfallen u. a. auf:												
Belgien-Luxemburg	1954	47904							1952	1	48904	537 <sup>3)</sup>
Frankreich	1954	96000	1953	1050		60	1950	64	1950	60	158674	369 <sup>3)</sup>
DBR	1954	1792000	1953	157500		593			1950	16	1966093	3840 <sup>3)</sup>
Großbritannien	1954	1368000		1200 <sup>3)</sup>		6			1951	9	1379022	2709 <sup>3)</sup>
Bulgarien ..	1953	1120	1953	350					1950	6	10620	141 <sup>3)</sup>
CSR	1954	48000	1953	31250		12		0,3		7	86262	701 <sup>3)</sup>
DDR	1953	1800	1953	122500					1950	2	126300	690 <sup>3)</sup>
Ungarn	1953	160	1953	4000		62		39	1954	2	6261	65 <sup>3)</sup>
Polen	1952	1088000		24325		32				6	1118357	2420 <sup>3)</sup>
Rumänien		384		7097		644		2608		22	32733	198 <sup>3)</sup>
Albanien						36			1950	3	3036	253 <sup>3)</sup>
Italien	1950	5696	1950	1072		8		742 <sup>3)</sup>	1946	52 *	59518	123 <sup>3)</sup>
Jugoslawien	1952	632	1952	52500 *		90 *	1952	29 *	1954	67 *	120251	707 <sup>3)</sup>
Asien (gesamt)		3169488		21938		131892		849		1228	4552167	317 <sup>3)</sup>
Australien u. Ozeanien		135152		104850		155				47	287372	2097 <sup>3)</sup>

Anmerkungen:

<sup>1)</sup> Angaben aus Vorlagen auf der Konferenz oder Schätzungen.

<sup>2)</sup> Folgende Koeffizienten wurden angewendet: 1 t Steinkohle

= 8000 kWh, 1 t Braunkohle = 2500 kWh, 1 t Erdöl = 12000 kWh, 1 m<sup>3</sup> Erdgas = 10,6 kWh.

<sup>3)</sup> Teilangaben.

<sup>4)</sup> Geschätztes Elektroenergieäquivalent verwertbarer Torfvorkommen



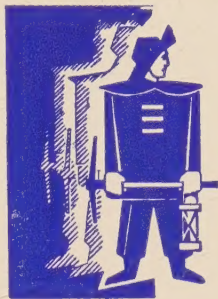
**SCHNELLER**

**BESSER**

**BILLIGER**

**MIT**

**PRESSLUFT-  
WERKZEUGEN VOM  
VEB ERNST-THÄLMANN-WERK  
SUHL/THÜRINGEN**



*Gerhard Seifert*

## ARBEITER- SCHUTZBEKLEIDUNG

Leipzig N 22 -Platnerstr. 13

Telefon 5 00 39

### *Wir fertigen:*

Schachtanzüge  
Wetter-Schutzanzüge  
sowie sämtliche  
Arbeits- und Berufskleidung  
Nähte der gummierten Stoffe  
heißvulkanisiert, absolut wasserdicht

Zuletzt erschienene und in Vorbereitung befindliche

## Beihefte zur Zeitschrift GEOLOGIE

Herausgegeben von der Staatlichen Geologischen Kommission  
der Deutschen Demokratischen Republik

- Heft 13: Dr. RUDOLF DABER  
Pflanzengeographische Besonderheiten der Karbonflora  
des Zwickau-Lugauer Steinkohlenreviers  
45 Seiten — 25 Taf. — 17 × 24 cm — 1955 6,— DM
- Heft 14: Dr. GERHARD LUDWIG  
Neue Ergebnisse der Schwermineral-Kornanalyse im  
Oberkarbon und Rotliegenden des südlichen und öst-  
lichen Harzvorlandes  
76 Seiten — 6 Abb. — 2 Taf. — 17 × 24 cm — 1955 6,— DM
- Heft 15: Prof. Dr. KARL KEIL  
Die Genesis der Blei-Zinkerzlagernstätten von Oberschlesien  
(Gorný Slask, Polen)  
63 Seiten — 27 Abb. — 17 × 24 cm — 1956 4,80 DM
- Heft 16: PETER ENGERT  
Beiträge zur Stratigraphie und Tektonik des Elbtal-  
schiefergebirges  
72 Seiten — 6 Fig. — 16 Abb. — 3 Taf. — 17 × 24 cm —  
1956 6,— DM
- Heft 17: Dr. ERNST HAMEISTER  
Die geologische Entwicklung der Buckower Pforte (ein  
Beitrag zur jüngeren Talgeschichte Norddeutschlands)  
46 Seiten — 25 Abb. — 17 × 24 cm — 1957 6,20 DM
- Heft 18: EWALD v. HOYNINGEN-HUENE  
Die Texturen der subsalinen Anhydrite im Harzvorland  
und ihre stratigraphische und fazielle Bedeutung  
In Vorbereitung

Bestellungen durch eine Buchhandlung erbeten

**AKADEMIE-VERLAG-BERLIN**



# GEOLOGIE


Zeitschrift für das Gesamtgebiet der Geologie und Mineralogie  
sowie der angewandten Geophysik

Herausgegeben von der Staatlichen Geologischen Kommission  
der Deutschen Demokratischen Republik

Die Zeitschrift bringt Beiträge aus allen Gebieten der geologischen Wissenschaften. Sie wendet sich an den Mineralogen, Petrographen, Lagerstättenkundler und Paläontologen ebenso wie an den Geophysiker, Geochemiker, Hydrogeologen und Ingenieurgeologen. Bekannte Fachgelehrte aus der DDR, aus Westdeutschland und unseren Nachbarländern sind ständig Mitarbeiter der GEOLOGIE.

Dem Redaktionskollegium gehören an: Prof. Dr. Dr. E. h. v. Bubnoff, Prof. Dr. Buchheim, Prof. Dr. Deubel, Prof. Dr. Kautzsch, Prof. Dr. Schüller, Dr. Siemens und Dr. Stock. Die Chefredaktion liegt in Händen von Prof. Dr. Leutwein.

Demnächst erscheinen u. a. folgende Beiträge:

- F. Leutwein & R. Starke*: Über die Möglichkeit der geochemischen Prospektion auf Selen, untersucht am Beispiel des Kupferschiefers und des Tilkeröder Erzbezirks  
*A. Schüller*: Mineralogie und Petrographie neuartiger Bauxite aus dem Gun-Distrikt, Honan-Provinz (China)  
*K. v. Bülow*: Tektonische Analyse der Mondrinde  
*A. H. Müller*: Über Mylacridenreste (Insecta) aus dem Unterrotliegenden von Thüringen  
*U. Marr*: Über die Steinsalzleitbänke und die Unstruthbänke, sowie die Möglichkeit beide Schemata zu parallelisieren  
*G. & M. Schwab*: Untersuchungen zur Tektonik der Nordlausitzer Grauwackenformation bei Kamenz und Weißenberg/Sachsen  
*W. Krutzsch & D. Lotsch*: Zur stratigraphischen Stellung der Latdorf-Stufe im Paläogen  
*K. Szűcs*: Alter und tiergeographische Stellung des Mittelkambriums von Doberlug  
*E. Schröder*: Die Granite des Henneberges in Ostthüringen  
*C. Motas*: Die speleologischen Forschungen in Rumänien  
*K. Hoehne*: Fischschuppen im Vitrit unterrotliegender Steinkohlenflöze von Stockheim in Oberfranken und Manebach in Thüringen  
*H. Lange*: Geochemische Untersuchungen an oxydischen Fe-Mineralien aus dem Elbingeröder Komplex  
*J. Ilavský*: Geologie der Erzlagerstätten des Zips-Gömörer Erzgebirges (Tschechoslowakei)   
*S. Dybová & A. Jachowicz*: Das Alter des Zwickau-Lugauer Bogheads auf Grund der palynologischen Analyse  
*K. Vollbrecht*: Aufbau, Veränderlichkeit und Auflösung von Sandriffen  
*G. Ludwig*: Die Beziehungen zwischen der Fazies litoraler Sedimente und der Stabilität des Küstenbereiches  
*U. Horst*: Ein Leitfossil der Lugau-Oelsnitzer Steinkohlenflöze

Die Zeitschrift GEOLOGIE erscheint achtmal im Jahr. Der Preis beträgt bei einem Format von 17 × 24 cm je Heft 4,— DM, Doppelheft 8,— DM.

Bestellungen durch eine Buchhandlung erbeten

AKADEMIE - VERLAG · BERLIN